

UNIVERSITÉ DU QUÉBEC

THESE

PRÉSENTÉE A

L'UNIVERSITÉ DU QUÉBEC A CHICOUTIMI

COMME EXIGENCE PARTIELLE

DU DOCTORAT EN RESSOURCES MINÉRALES

PAR

OLIVIER TAVCHANDJIAN

M.SC.

ANALYSE QUANTITATIVE DE LA DISTRIBUTION SPATIALE DE LA
FRACTURATION ET DE LA MINÉRALISATION DANS LES ZONES DE
CISAILLEMENT : APPLICATIONS AUX GISEMENTS DU COMPLEXE DU LAC
DORÉ (CHIBOUGAMAU - QUÉBEC) .

JUILLET 1992



Mise en garde/Advice

Afin de rendre accessible au plus grand nombre le résultat des travaux de recherche menés par ses étudiants gradués et dans l'esprit des règles qui régissent le dépôt et la diffusion des mémoires et thèses produits dans cette Institution, **l'Université du Québec à Chicoutimi (UQAC)** est fière de rendre accessible une version complète et gratuite de cette œuvre.

Motivated by a desire to make the results of its graduate students' research accessible to all, and in accordance with the rules governing the acceptance and diffusion of dissertations and theses in this Institution, the **Université du Québec à Chicoutimi (UQAC)** is proud to make a complete version of this work available at no cost to the reader.

L'auteur conserve néanmoins la propriété du droit d'auteur qui protège ce mémoire ou cette thèse. Ni le mémoire ou la thèse ni des extraits substantiels de ceux-ci ne peuvent être imprimés ou autrement reproduits sans son autorisation.

The author retains ownership of the copyright of this dissertation or thesis. Neither the dissertation or thesis, nor substantial extracts from it, may be printed or otherwise reproduced without the author's permission.

REMERCIEMENTS

J'exprime mes plus sincères remerciements aux professeurs Alain Rouleau et Guy Archambault de l'UQAC pour les précieux conseils qu'ils m'ont donnés durant l'élaboration et la rédaction de cette thèse.

Je remercie également le professeur Réal Daigneault de l'UQAC pour ses nombreuses suggestions durant cette étude, ainsi que le Docteur Denis Marcotte de l'École Polytechnique de Montréal pour son support en géostatistique.

Je remercie enfin les compagnies MESTON MINES et WESTERN MINER qui m'ont permis l'accès aux mines étudiées et à l'ensemble des données disponibles, ainsi que les étudiants qui m'ont aidé lors des relevés de terrain.

RÉSUMÉ

Les réseaux de fractures jouent un rôle primordial dans plusieurs phénomènes géologiques : l'écoulement de fluides, la migration et la concentration d'éléments minéralisateurs, la stabilité des excavations souterraines. Les modèles métallogéniques et géomécaniques du développement de zones de cisaillement dans les ceintures de roches vertes doivent incorporer l'effet des réseaux de fractures. La validation et l'affinement de ces modèles requièrent notamment une caractérisation quantitative de la distribution spatiale de la fracturation. Les mines Henderson et Copper Rand, localisées dans le district minier du Lac Doré dans la région de Chibougamau (Québec) ont été sélectionnées pour servir de support à cette étude.

La distribution spatiale des fractures dans les zones de cisaillement n'est ni totalement aléatoire, ni un phénomène pouvant être décrit à l'aide d'une loi mathématique simple. Elle résulte plutôt de l'interaction et de la superposition complexe des propriétés mécaniques du massif rocheux et des différentes phases de contraintes tectoniques.

Le paramètre choisi pour quantifier la distribution spatiale des fractures doit tenir compte de leurs particularités génétiques et géométriques. L'approche adoptée dans le cas des zones de cisaillement, est basée sur la notion de densité. Cette densité est exprimée, pour chaque famille structurale identifiée, en pourcentage de surface unitaire, ou cellule, fracturée. Cette surface unitaire correspond à une portion du mur des galeries de mine échantillonnées.

Les distributions de fréquences des densités de fracturation de chacune des familles identifiées dans les deux mines sont caractérisées par une forte asymétrie avec un pic à l'origine et une queue vers les fortes valeurs. Ces densités peuvent être divisées en trois classes reflétant chacune un contexte structural particulier. Les valeurs nulles représentent l'absence de la famille considérée. Les densités inférieures à 0.15% sont caractéristiques de la présence de "paquets" de joints, sans épaisseur significative. Enfin, les valeurs de densité supérieures à 0.15% reflètent la présence de fractures majeures comme des veines ou des cisaillements par exemples.

Le krigeage de l'indicateur a permis de tenir compte de la présence de ces différents types de fracturation tout en éliminant les problèmes rencontrés durant l'étude

géostatistique des valeurs brutes de densité. La variographie des indicateurs a permis de mettre en évidence une relation entre l'intensité de la déformation et la portée des variogrammes. Le krigeage de l'indicateur permet non seulement de quantifier la distribution spatiale d'une famille de fractures, mais surtout de préciser sous quelle forme elle se trouvera.

Afin de préciser les modèles métallogéniques, les cartes de fracturation obtenues par krigeage de l'indicateur ont été comparées à la distribution spatiale de divers métaux et des faciès d'altération. Les concentrations en cuivre, en or et en argent résultent dans ces mines de deux remobilisations successives de sulfures conduisant à la formation de deux types de minéralisation : des schistes à sulfures et des veines de quartz-carbonates-sulfures. Le krigeage de l'indicateur a été utilisé pour préciser les particularités de la distribution spatiale de ces deux types de minéralisation.

Enfin, l'ensemble des indicateurs de minéralisation et de fracturation ont été étudiés par analyses multivariées. En fonction du contexte métallogénique, les métaux sont accompagnés d'une signature structurale particulière.

TABLE DES MATIERESPage

INTRODUCTION.....	1
 PARTIE I : PROBLÉMATIQUE DE LA QUANTIFICATION DE LA DISTRIBUTION SPATIALE DES FRACTURES ET DE LA MINÉRALISATION DANS LES ZONES DE CISAILLEMENT...	4
 1. INTRODUCTION.....	4
 2. ÉTAT DE LA QUESTION ET PROBLÉMATIQUE.....	5
2.1 État de la question.....	5
2.2 Modèles de genèse et de développement des zones de cisaillement.....	14
2.2.1 Zones fragiles à ductiles.....	14
2.2.2 Zones ductiles.....	16
2.2.3 La multiplicité des familles structurales.....	18
2.3 Relation entre structures et minéralisation dans les zones de cisaillement.....	20
2.3.1 Mécanismes du contrôle structural.....	20
2.3.1.1 Développement simultané des structures et des veines.....	22
2.3.1.2 Mécanisme de chevauchement - dilatance.....	22
2.3.2 Circulation des fluides dans les zones de cisaillement.....	24
2.3.2.1 Origine des fluides.....	24
2.3.2.2 Transport et déposition.....	25
2.4 Problématique de la quantification des données de fracturation.....	26

2.4.1	Nature des données de fracturation dans les zones de cisaillement.....	26
2.4.2	Contraintes reliées aux objectifs de l'étude.....	29
3.	OBJECTIFS.....	31
4.	LOCALISATION ET CONTEXTE STRUCTURAL.....	32
4.1	Localisation géographique.....	32
4.2	Synthèse structurale de la région de Chibougamau.....	33
4.2.1	Phase I et II : orogénie kénoréenne.....	36
4.2.2	Phase III : orogénie grenvillienne.....	37
4.2.3	Problèmes d'interprétation liés à la présence de certaines failles.....	38
4.3	Choix des sites d'investigation.....	39
4.3.1	Mine Henderson.....	41
4.3.2	Mine Copper Rand.....	48
5.	MÉTHODOLOGIE.....	55
5.1	Cartographie préliminaire de la déformation ductile.....	56
5.2	Etude quantitative de la fracturation.....	57
5.3	Etude quantitative de la minéralisation.....	61
5.3.1	Cartographie de l'occurrence des différents minéraux d'altération.....	61
5.3.2	Etude de la distribution spatiale des teneurs.....	64
5.4	Quantification des relation spatiales entre structures et minéralisations.....	65
6.	CONCLUSIONS.....	67
PARTIE II: ÉTUDE DE LA DISTRIBUTION SPATIALE DE LA DÉFORMATION.....		69
1.	INTRODUCTION.....	69

2.	CARTOGRAPHIE DE LA DÉFORMATION DUCTILE.....	70
2.1	Intensité et orientation de la schistosité.....	70
2.1.1	Intensité.....	70
2.1.2	Orientation.....	72
2.2	Cartographie des dykes.....	76
2.3	Linéation minérale d'étirement.....	79
2.4	Indicateurs cinématiques.....	79
2.5	Synthèse.....	86
2.5.1	Mine Henderson.....	86
2.5.2	Mine Copper Rand.....	90
3.	ÉTUDE QUANTITATIVE DE LA DISTRIBUTION SPATIALE DES FRACTURES.....	92
3.1	Densité de fracturation.....	92
3.1.1	Rappels sur la densité de fracturation....	93
3.1.2	Discrimination des familles structurales..	96
3.1.2.1	Mine Henderson.....	96
3.1.2.2	Mine Copper Rand.....	104
3.1.3	Technique de calcul de la densité.....	109
3.2	Étude statistique des densités de fracturation..	116
3.2.1	Calcul des statistiques primaires.....	117
3.2.1.1	Mine Henderson.....	117
3.2.1.2	Mine Copper Rand.....	124
3.2.2	Asymétrie des distributions de fréquences.....	127
3.3	Étude de la distribution spatiale des densités de fracturation.....	130
3.3.1	Choix de la méthode.....	130
3.3.1.1	Méthodes avec pondérateurs fixes.....	130
3.3.1.2	Méthodes avec pondérateurs variables.....	131
3.3.2	Problèmes d'utilisation de la géostatistique linéaire.....	142
3.3.3	Méthodes géostatistiques non-linéaires...	144
3.3.4	Application du Krigeage d'indicateur aux densités de fracturation.....	149
3.3.4.1	Définition des indicateurs.....	150
3.3.4.2	Variographie des indicateurs....	151
3.3.4.3	Krigeage d'indicateurs.....	153
3.4	Application du krigeage d'indicateur à l'ensemble des sites et des variables étudiées..	159
3.4.1	Principaux résultats de l'analyse structurale des variogrammes.....	159
3.4.1.1	Etude de la portée (a1).....	167
3.4.1.2	Etude du rapport $C_0/(C_0+C_1)$	168
3.4.2	Principaux résultats du krigeage d'indicateurs.....	169

3.4.2.1	Utilisation de la variance d'estimation.....	169
3.4.2.2	Évolution d'un indicateur structural de niveau en niveau..	170
3.4.2.3	Étude comparée de deux familles structurales.....	173
3.4.3	Originalité de la méthode.....	175
4.	CORRÉLATIONS ENTRE LES DISTRIBUTIONS SPATIALES DE LA DÉFORMATION DUCTILE ET DE LA FRACTURATION.....	176
4.1	Mine Henderson.....	177
4.2	Mine Copper Rand.....	178
4.3	Mine Henderson - Niveau 1450 - Zone 2.....	182
4.4	Synthèse géomécanique.....	184
5.	CONCLUSIONS.....	185
	PARTIE III : DISTRIBUTION SPATIALE DE LA MINÉRALISATION...	187
1.	INTRODUCTION.....	187
2.	DISTRIBUTION SPATIALE DES FACI S D'ALTÉRATION.....	188
2.1	Typologie de l'assemblage quartz-carbonates- sulfures.....	189
2.2	Cartographie des faciès d'altération.....	193
2.2.1	Mine Henderson.....	193
2.2.1.1	Niveau 1025'.....	193
2.2.1.2	Niveau 1450'-Zone 1.....	195
2.2.1.3	Niveau 1450'-Zone 2.....	197
2.2.1.4	Niveau 1975'.....	197
2.2.2	Mine Copper Rand.....	198
2.2.2.1	Niveau 1910'.....	198
2.2.2.2	Niveau 2200'.....	199
2.2.2.3	Niveau 2700'.....	200
3.	ÉTUDE STATISTIQUE DES TENEURS.....	200
3.1	Recomposition des analyses.....	201
3.2	Calcul des statistiques primaires.....	204
3.2.1	Mine Henderson.....	204
3.2.2	Mine Copper Rand.....	210
3.2.3	Conclusions.....	213
3.3	Étude de la corrélation entre le	

cuivre, l'or, l'argent et le zinc.....	214
3.3.1 Corrélation entre le cuivre et l'or.....	214
3.3.2 Corrélation entre le cuivre et le zinc...	220
3.3.3 Corrélation entre l'or et l'argent.....	220
3.3.4 Corrélation entre le cuivre et l'argent..	221
3.3.5 Conclusions.....	221
4. ÉTUDE DE LA DISTRIBUTION SPATIALE DES TENEURS.....	222
4.1 Choix de la méthode.....	222
4.2 Application du Krigeage d'indicateur à l'ensemble des sites étudiés.....	226
4.2.1 Analyse structurale des variogrammes.....	228
4.2.2 Krigeage d'indicateurs de minéralisation.....	235
5. CORRÉLATIONS ENTRE LES DISTRIBUTIONS SPATIALES DES TENEURS ET DES FACI S D'ALTÉRATION.....	245
5.1 Orientation préférentielle de la minéralisation en relation avec l'altération.....	246
5.1.1 Mine Copper Rand.....	246
5.1.2 Mine Henderson.....	249
5.2 Corrélation spatiale entre distribution des teneurs et géométrie des patrons anastomosés.....	251
5.3 Distribution des teneurs et des veines de quartz-carbonates-sulfures.....	253
5.4 Lien spatial entre la distribution des indicateurs de minéralisation et la proximité d'une zone minéralisée.....	254
6. CONCLUSIONS.....	260
PARTIE IV : CORRÉLATION ENTRE LA STRUCTURE ET LA MINÉRALISATION.....	262
1. INTRODUCTION.....	262
2. RELATION SPATIALE ENTRE MINÉRALOGIE ET DÉFORMATION...	264
2.1 Modèle métallogénique.....	264
2.2 Mine Henderson.....	268
2.2.1 Niveau 1025'.....	268
2.2.2 Niveau 1450'.....	268
2.2.3 Niveau 1975'.....	269

2.3	Mine Copper Rand.....	270
2.3.1	Niveau 1910'.....	270
2.3.2	Niveau 2200'.....	271
2.3.3	Niveau 2700'.....	271
3.	ANALYSE MULTIVARIÉE DES VARIABLES STRUCTURALES ET MINÉRALES.....	271
3.1	Choix des zones les plus significatives.....	272
3.2	Choix des techniques d'analyses et des variables significatives.....	276
3.3	Étude des corrélations.....	278
3.3.1	Mine Henderson.....	278
3.3.2	Mine Copper Rand.....	282
3.4	Analyse en composantes principales.....	287
3.4.1	Mine Henderson.....	288
3.4.2	Mine Copper Rand.....	292
4.	SYNTHÈSE ET INTERPRÉTATION.....	299
4.1	Synthèse métallogénique.....	299
4.2.1	Mine Henderson.....	299
4.2.2	Mine Copper Rand.....	301
	CONCLUSIONS.....	303
	BIBLIOGRAPHIE.....	307

LISTE DES FIGURES

<u>Figure</u>		<u>Page</u>
1	Distribution des propriétés mécaniques dans les massifs rocheux.....	8
2	Distribution des fractures dans l'espace.....	9
3	Paramètre de base pour l'étude de la distribution des fractures basée sur l'espacement.....	12
4	Paramètre de base pour l'étude de la distribution spatiale des fractures fondée sur la notion de densité.....	13
5	Modèle géomécanique de génèse et de développement d'une zone de cisaillement.....	15
6	Développement de quatre familles conjuguées de fractures dans un système orthorombique.....	19
7	Développement simultané de deux familles de fractures conjuguées.....	19
8	Localisation des principaux gisements miniers dans la ceinture de roches vertes de l'Abitibi.....	21
9	Mécanisme de contractance-dilatance.....	23
10	Deux modes de développement d'une zone de fracturation.....	28
11	Exemple de cartographie de la densité de fracturation.....	30
12	Cartographie structurale de la région de Chibougamau.....	34
13	Localisation et contrôle structural des principaux gisements du district minier du Lac Doré.....	35
14	Géologie générale de la mine Henderson.....	42

15	Localisation du secteur étudié; mine Henderson, niveau 1025'.....	44
16	Localisation du secteur étudié; mine Henderson, niveau 1450'.....	45
17	Localisation du secteur étudié; mine Henderson, niveau 1975'.....	46
18	Géologie générale de la mine Copper Rand.....	49
19	Localisation du secteur étudié; mine Copper Rand, niveau 1910'.....	51
20	Localisation du secteur étudié; mine Copper Rand, niveau 2200'.....	52
21	Localisation du secteur étudié; mine Copper Rand, niveau 2700'.....	53
22	Exemple de maillage pour l'échantillonnage de fractures le long de galeries de mine.....	58
23	Typologie des faciès d'altération des gisements du Complexe du Lac Doré.....	62
24	Orientation de la schistosité à la mine Henderson.....	74
25	Orientation de la schistosité à la mine Copper Rand.....	75
26	Modèle de formation des patrons de structures anastomosées.....	77
27	Orientation de la linéation minérale d'étirement à la mine Henderson.....	80
28	Orientation de la linéation minérale d'étirement à la mine Copper Rand.....	81
29	Développement en cinq étapes d'une fabrique C-S dans le cas de cisaillement fragile-ductile	83
30	Synthèse structurale de la mine Henderson.....	84
31	Synthèse structurale de la mine Copper Rand.....	85
32	Linéations liées au développement d'une zone de cisaillement.....	89

33	Trois définitions de la densité de fracturation..	94
34	Diagramme équiaire pour la discrimination des familles structurales au niveau 1025' de la mine Henderson.....	98
35	Diagramme équiaire pour la discrimination des familles structurales aux niveaux 1025' et 1975' de la mine Henderson.....	101
36	Diagramme équiaire pour la discrimination des familles structurales dans la zone 2 de la mine Henderson.....	103
37	Diagramme équiaire pour la discrimination des familles structurales à la mine Copper Rand.....	107
38	Calcul de la densité de fracturation.....	111
39	Correction angulaire pour le calcul des densités de fracturation.....	114
40	Organigramme du programme FRACDENS.....	116
41	Distribution des fréquences des densités de fracturation au niveau 1025' de la mine Henderson	118
42	Histogramme détaillé des faibles valeurs de densité pour la famille I au niveau 1025' de la mine Henderson.....	120
43	Distribution des fréquences des densités de fracturation au niveau 1450', zone 1, de la mine Henderson.....	122
44	Distribution des fréquences des densités de fracturation au niveau 1450', zone 2, de la mine Henderson.....	123
45	Distribution des fréquences des densités de fracturation au niveau 1975' de la mine Henderson	125
46	Distribution des fréquences des densités de fracturation au niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	126
47	Distribution des fréquences des densités de fracturation au niveau 2200' de la mine Copper Rand.....	128

48	Différents modèles de variogrammes.....	138
49	Variogramme des densités de fracturation au niveau 1025' de la mine Henderson.....	142
50	Généralisation du krigeage de l'indicateur.....	149
51	Variogrammes des indicateurs de la famille I au niveau 1025 de la mine Henderson.....	152
52	Distribution spatiale des indicateurs de fracturation de la famille I au niveau 1025' de la mine Henderson.....	155
53	Distribution des erreurs d'estimation sur l'indicateur F1I3 au niveau 1025' de la mine Henderson.....	157
54	Distribution de la sommation des indicateurs de la famille I au niveau 1025' de la mine Henderson..	157
55	Distribution spatiale de la variance d'estimation de l'indicateur F1I3 au niveau 1975' de la mine Henderson.....	171
56	Distribution spatiale de l'indicateur F1I3 au niveau 1975' de la mine Henderson.....	171
57	Evolution de l'indicateur F2I3 du niveau 1910' au niveau 2200' de la mine Copper Rand.....	172
58	Distribution spatiale comparée des indicateurs F1I3 et F6I3 dans la zone 1 au niveau 1450' de la mine Henderson.....	174
59	Distribution spatiale de l'indicateur F2I3 au niveau 1025' de la mine Henderson.....	179
60	Distribution spatiale de l'indicateur F3I3 au niveau 2200' de la mine Copper Rand.....	181
61	Distribution spatiale de l'indicateur F1I3 au niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	181
62	Evolution de l'indicateur F1I3 à l'approche du cisaillement Henderson au niveau 1450'.....	183
63	Schistes à sulfures et veines de dilatation.....	191

64	Modèle de distribution spatiale des veines de quartz-carbonates-sulfures.....	196
65	Distributions des fréquences comparées d'analyses brutes et recomposées.....	203
66	Technique de reconstitution.....	203
67	Distribution des fréquences de l'or et du cuivre au niveau 1025' de la mine Henderson.....	205
68	Distribution des fréquences du cuivre et de l'or pour différents faciès d'altération au niveau 1025' de la mine Henderson.....	205
69	Distribution des fréquences du cuivre et de l'or pour différents faciès d'altération dans la zone 1 au niveau 1450' de la mine Henderson.....	206
70	Distribution des fréquences du cuivre et de l'or pour différents faciès d'altération dans la zone 2 au niveau 1450' de la mine Henderson.....	206
71	Distribution des fréquences du cuivre et de l'or pour différents faciès d'altération au niveau 1975' de la mine Henderson.....	207
72	Distribution des fréquences du zinc et de l'argent pour différents faciès d'altération au niveau 1025' de la mine Henderson.....	207
73	Distribution des fréquences du cuivre et de l'or pour différents faciès d'altération au niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	211
74	Distribution des fréquences du cuivre et de l'or pour différents faciès d'altération au niveau 2200' de la mine Copper Rand.....	211
75	Distribution des fréquences du cuivre et de l'or pour différents faciès d'altération au niveau 2700' de la mine Copper Rand.....	212
76	Distribution des fréquences de l'argent pour différents faciès d'altération au niveau 2200' à la mine Copper Rand.....	212
77	Diagrammes binaires Cu-Au à la mine Henderson...	215
78	Diagrammes binaires Au-Ag aux mines Henderson et Copper Rand.....	216

79	Diagrammes binaires Cu-Ag aux mines Henderson et Copper Rand.....	217
80	Diagrammes binaires Cu-Au à la mine Copper Rand	218
81	Diagrammes binaires Cu-Zn à la mine Henderson...	218
82	Variogramme omnidirectionnel de l'or au niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	224
83	Variogrammes omnidirectionnels des trois indicateurs de l'or au niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	225
84	Distribution spatiale de l'indicateur AUI3 au niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	227
85	Distribution spatiale de l'indicateur CUI3 au niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	227
86	Distribution spatiale des indicateurs AGI3 au niveau 1025' et AGI2 au niveau 1975' de la mine Henderson.....	236
87	Distribution spatiale de l'indicateur CUI3 au niveau 2700' de la mine Copper Rand.....	238
88	Distribution spatiale de l'indicateur AUI3 au niveau 2700' de la mine mine Copper Rand.....	239
89	Distribution spatiale des indicateurs CUI3 et AUI3 au niveau 1975' de la mine Henderson.....	240
90	Distribution spatiale de l'indicateur CUI3 aux niveaux 1025' et 1450' de la mine Henderson.....	244
91	Distribution spatiale de l'indicateur CUI3 au niveau 2200' de la mine Copper Rand.....	247
92	Migration des fluides minéralisés dans les zones de cisaillement.....	250
93	Distribution spatiale de l'indicateur AUI3 au niveau 2200' de la mine Copper Rand.....	252
94	Distribution spatiale de l'indicateur CUI2 au niveau 2200' de la mine Copper Rand.....	255
95	Distribution spatiale de l'indicateur CUI2 au niveau 2700' de la mine Copper Rand.....	256

96	Distribution spatiale de l'indicateur CUI2 dans la zone 1 au niveau 1450' de la mine Henderson.....	257
97	Distribution spatiale de l'indicateur CUI2 dans la zone 2 au niveau 1450' de la mine Henderson.....	259
98	Schématisation d'un plan de niveau montrant une synthèse métallogénique de la mine Henderson.....	266
99	Schématisation d'un plan de niveau montrant une synthèse métallogénique de la mine Copper Rand.....	267
100	Localisation des secteurs étudiés pour les corrélations entre la structure et la minéralisation au niveau 1025' de la mine Henderson.....	273
101	Localisation des secteurs étudiés pour les corrélations entre la structure et la minéralisations au niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	274
102	Projection dans le repère (M1,M2) des indicateurs du secteur 1 au niveau 1025' de la mine Henderson.....	290
103	Projection dans le repère (M1,M2) des indicateurs du secteur 2 au niveau 1025' de la mine Henderson.....	290
104	Projection dans le repère (M1,M2) des indicateurs du secteur 1 au niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	295
105	Projection dans le repère (M1,M2) des indicateurs du secteur 3 au niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	295
106	Projection dans le repère (M1,M3) des indicateurs du secteur 4 au niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	298
107	Projection dans le repère (M1,M3) des indicateurs du niveau 2200' de la mine Copper Rand.....	298

LISTE DES TABLEAUX

<u>Tableau</u>		<u>Page</u>
1	Synthèse de la discrimination des familles structurales à la mine Henderson.....	105
2	Modélisation des variogrammes croisés des indicateurs de fracturation de la famille I au niveau 1025' de la mine Henderson.....	154
3	Modélisation des variogrammes d'indicateurs de fracturation pour le niveau 1025' de la mine Henderson.....	161
4	Modélisation des variogrammes d'indicateurs de fracturation dans la zone 1 du niveau 1025' de la mine Henderson.....	162
5	Modélisation des variogrammes d'indicateurs de fracturation dans la zone 2 du niveau 1025' de la mine Henderson.....	163
6	Modélisation des variogrammes d'indicateurs de fracturation pour le niveau 1975' de la mine Henderson.....	164
7	Modélisation des variogrammes d'indicateurs de fracturation pour le niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	165
8	Modélisation des variogrammes d'indicateurs de fracturation pour le niveau 2200' de la mine Copper Rand.....	166
9	Modélisation des variogrammes d'indicateurs de minéralisation pour le niveau 1025' de la mine Henderson.....	229
10	Modélisation des variogrammes d'indicateurs de minéralisation dans la zone 1 au niveau 1450' de la mine Henderson.....	229

11	Modélisation des variogrammes d'indicateurs de minéralisation pour la zone 2 au niveau 1450' de la mine Henderson.....	230
12	Modélisation des variogrammes d'indicateurs de minéralisation pour le niveau 1975' de la mine Henderson.....	230
13	Modélisation des variogrammes d'indicateurs de minéralisation pour le niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	231
14	Modélisation des variogrammes d'indicateurs de minéralisation pour le niveau 2200' de la mine Copper Rand.....	231
15	Modélisation des variogrammes d'indicateurs de minéralisation pour le niveau 2700' de la mine Copper Rand.....	232
16	Matrice de corrélation du niveau 1025' de la mine Henderson.....	280
17	Matrice de corrélation pour le secteur 1 du niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	283
18	Matrice de corrélation pour le secteur 2 du niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	283
19	Matrice de corrélation pour le secteur 3 du niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	284
20	Matrice de corrélation pour le secteur 4 du niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	284
21	Matrice de corrélation du niveau 2200' de la mine Copper Rand.....	286
22	Analyse en composantes principales pour le secteur 1 au niveau 1025' de la mine Henderson.....	289
23	Analyse en composantes principales pour le secteur 2 au niveau 1025' de la mine Henderson.....	289
24	Analyse en composantes principales pour le secteur 1 au niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	293
25	Analyse en composantes principales pour le secteur 2 au niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	293

26	Analyse en composantes principales pour le secteur 3 au niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	294
27	Analyse en composantes principales pour le secteur 4 au niveau 1910' de la mine Copper Rand.....	294
28	Analyse en composantes principales au niveau 2200' de la mine Copper Rand.....	296

ANNEXES

- Carte A1 : Localisation des lignes de relevés et des forages au niveau 1025'- Mine Henderson
- Carte A2 : Localisation des lignes de relevés et des forages au niveau 1450'-Zone 1- Mine Henderson
- Carte A3 : Localisation des lignes de relevés et des forages au niveau 1450'-Zone 2- Mine Henderson
- Carte A4 : Localisation des lignes de relevés et des forages au niveau 1975'- Mine Henderson
- Carte A5 : Localisation des lignes de relevés et des forages au niveau 1910'- Mine Copper Rand
- Carte A6 : Localisation des lignes de relevés et des forages au niveau 2200'- Mine Copper Rand
- Carte A7 : Localisation des lignes de relevés et des forages au niveau 2700'- Mine Copper Rand
-
- Carte B1 : Intensité et orientation de la schistosité au niveau 1025'- Mine Henderson
- Carte B2 : Intensité et orientation de la schistosité au niveau 1450'-Zone 1- Mine Henderson
- Carte B3 : Intensité et orientation de la schistosité au niveau 1450'-Zone 2- Mine Henderson
- Carte B4 : Intensité et orientation de la schistosité au niveau 1975'- Mine Henderson
- Carte B5 : Intensité et orientation de la schistosité au niveau 1910'- Mine Copper Rand
- Carte B6 : Intensité et orientation de la schistosité au niveau 2200'- Mine Copper Rand
- Carte B7 : Intensité et orientation de la schistosité au niveau 2700'- Mine Copper Rand

- Carte C1 : Assemblages minéralogiques et d'altération au niveau 1025'- Mine Henderson
- Carte C2 : Assemblages minéralogiques et d'altération au niveau 1450'-Zone 1- Mine Henderson
- Carte C3 : Assemblages minéralogiques et d'altération au niveau 1450'-Zone 2- Mine Henderson
- Carte C4 : Assemblages minéralogiques et d'altération au niveau 1975'- Mine Henderson
- Carte C5 : Assemblages minéralogiques et d'altération au niveau 1910'- Mine Copper Rand
- Carte C6 : Assemblages minéralogiques et d'altération au niveau 2200'- Mine Copper Rand
- Carte C7 : Assemblages minéralogiques et d'altération au niveau 2700'- Mine Copper Rand

Annexe D : Version source des programmes;

FRACDENS
DETFAM
DETPA
DETCO
DENS

INTRODUCTION

La quantification des processus géologiques auxquels sont confrontés les géologues a été une préoccupation grandissante depuis une trentaine d'années. Cette quantification a pris la forme de modélisations, de simulations et d'estimations dont l'exactitude et le raffinement requis ne sont atteints qu'après des études rigoureuses et méthodiques.

D'autre part, les réseaux de fractures jouent un rôle de première importance dans plusieurs problématiques géomécaniques : la concentration de la minéralisation, la stabilité des excavations, l'écoulement des eaux souterraines n'en sont que quelques exemples. Peu d'études quantitatives ont été réalisées à ce jour sur la distribution spatiale des fractures, spécialement dans les zones de cisaillement.

Pourtant, dans plusieurs régions du monde, des zones de cisaillement présentent un intérêt évident notamment pour l'exploitation minière. De plus, dans plusieurs de ces zones, on a observé des relations étroites entre les fractures et la minéralisation (Poulsen et Franklin, 1981; Robert et al., 1983; Guha et al., 1983; Sanborn et Schwerdtner, 1986).

L'objectif principal de ce projet est donc la compréhension des processus géomécaniques et métallogéniques intervenant dans le développement d'une zone de cisaillement. L'accent sera mis sur la relation spatiale entre les structures et les minéralisations afin de définir des guides d'exploration et de quantifier les risques associés à leur utilisation.

Pour atteindre cet objectif, il est nécessaire de développer des méthodes de quantification de la distribution spatiale des fractures dans les zones de cisaillement en tenant compte à la fois de leurs particularités génétiques et géométriques. Les ceintures de cisaillement de la région de Chibougamau ont servi de support à cette étude, notamment dans les mines situées dans le Complexe du Lac Doré où des études géomécaniques (Archambault et al., 1984) et métallogéniques (Guha et al., 1983) avaient abouti à l'élaboration de modèles structuraux.

Dans une première partie, la problématique de la quantification de la distribution spatiale des fractures dans les zones de cisaillement est exposée. Cette problématique réside à la fois dans la nature même des données de fracturation et dans les mécanismes de développement des zones de cisaillement.

La seconde partie présente les résultats de l'étude de la déformation. D'une part, la cartographie de la schistosité, des dykes et des indicateurs cinématiques permet de caractériser la composante ductile de la déformation. D'autre part, une étude statistique de la distribution spatiale des fractures permet de préciser l'évolution spatiale du réseau de fractures et de dégager une synthèse géomécanique pour l'ensemble de la déformation.

Dans la troisième partie, la distribution spatiale des faciès d'altération est combinée à une étude géostatistique de la distribution spatiale des teneurs en cuivre, or et argent dans les différents sites investigués. Les résultats obtenus permettent de préciser les modèles de mise en place de la minéralisation en quantifiant les corrélations observées.

Enfin, dans une quatrième partie, une synthèse métallogénique des corrélations observées entre la distribution spatiale des variables structurales et géochimiques permet de mettre en évidence certaines relations quantifiables pouvant être utilisées comme outils d'exploration dans un grand nombre de zones de cisaillement.

PARTIE I

PROBLÉMATIQUE DE LA QUANTIFICATION DE LA DISTRIBUTION SPATIALE DES FRACTURES ET DE LA MINÉRALISATION DANS LES ZONES DE CISAILLEMENT

1. INTRODUCTION

Différents modèles de genèse et de développement des zones de cisaillement ont été développés pour les divers comportements géomécaniques des massifs rocheux (Morgenstern et Tchalenko, 1967; Ramsay et Graham, 1970; Cobbold, 1977a et b; Mandl et al., 1977). Ces zones jouent un rôle stratégique dans la circulation et la mise en place de la minéralisation (Archambault et al, 1984).

Cependant, de nombreuses incertitudes subsistent quant à la multiplicité des familles structurales et à leur distribution dans l'espace, notamment en raison de l'absence de données quantitatives détaillées. Afin de mieux comprendre les processus géomécaniques et métallogéniques intervenant dans le développement d'une zone de cisaillement, il est nécessaire de tenir compte de la nature particulière des données de fracturation dans ces zones.

Deux mines de la région de Chibougamau sont choisies comme sites d'investigation en raison notamment de l'accessibilité à une grande quantité de données à la fois structurales et métallogéniques. La méthodologie proposée combine à la fois une cartographie structurale classique et une étude quantitative systématique de la distribution spatiale de la fracturation. Les résultats obtenus seront par la suite comparés à la distribution spatiale des teneurs géochimiques et des différents assemblages minéralogiques afin de préciser les relations spatiales entre structures et minéralisations.

2. ÉTAT DE LA QUESTION ET PROBLÉMATIQUE

2.1. ÉTAT DE LA QUESTION

Depuis plus de vingt ans, de nombreux auteurs (Tchalenko, 1968 et 1970; Cobbold, 1977a et b; Mandl et al., 1977; Ramsay, 1980) ont tenté d'établir des modèles mathématiques et géomécaniques permettant de déterminer l'orientation des contraintes (ou des déformations), et de la fracturation associée, lors du cisaillement d'un massif rocheux, d'un échantillon ou d'un modèle expérimental en laboratoire. Les modèles théoriques ainsi établis constituent

aujourd'hui de précieux outils pour la prédiction de l'orientation de la fracturation ou pour le diagnostic des fractures sur le terrain.

Néanmoins, ces modèles font généralement peu de cas de la continuité spatiale de la fracturation; ils s'appliquent plutôt aux relations contrainte-déformation, à la prévision d'une rupture ou au développement (orientation) d'une seule fracture, ou d'une famille de fractures. En fait, les modèles cités précédemment s'appliquent surtout dans des cas théoriques réalisés expérimentalement mais s'accommodent mal de la complexité des phénomènes observés sur le terrain.

En effet, la distribution spatiale de la fracturation ne semble ni être un processus totalement aléatoire, ni suivre une loi mathématique simple, mais résulte plutôt de la superposition complexe d'une composante aléatoire et d'une composante structurée de la déformation. Ceci a été démontré par de nombreux auteurs, à la fois sur la base de données de terrain (Kiraly, 1970; Priest et Hudson, 1976; La Pointe et Hudson, 1981; Rouleau et Gale, 1985) et sur la base de travaux expérimentaux (Wallis et King, 1980).

Cette superposition est liée aux hétérogénéités initiales du massif rocheux (i.e. anisotropies, diversité minéralogique, granulométrie) à différentes échelles qui

évoluent avec le développement de la fracturation et à la distribution semi aléatoire des propriétés mécaniques des roches (Ouellet et Gill, 1986). Les propriétés de résistance en tension et en compression uniaxiale se distribuent aléatoirement selon les théories statistiques de rupture (Epstein, 1948), alors que les propriétés de résistance en cisaillement semblent structurées par la pression de confinement (ou la contrainte moyenne) et tendent à se distribuer semi-aléatoirement (figure 1) (Archambault, comm.pers.).

Priest et Hudson (1976) ont comparé les différentes distributions statistiques possibles pour l'espacement des fractures le long de lignes de relevés ou de forages avec la distribution spatiale correspondante des fractures dans le massif rocheux. Ils distinguent trois cas théoriques d'intersections des fractures avec la ligne de relevé.

Un premier cas présente des intersections espacées régulièrement (figure 2-a) : c'est le cas par exemple de joints de refroidissement dans une coulée basaltique. Dans un deuxième cas, les intersections sont regroupées (figure 2-c) en raison, par exemple, d'une variation cyclique dans la lithologie. Finalement, elles sont distribuées aléatoirement (figure 2-b) dans une roche homogène où la déformation est à la fois indépendante de la lithologie et des anisotropies

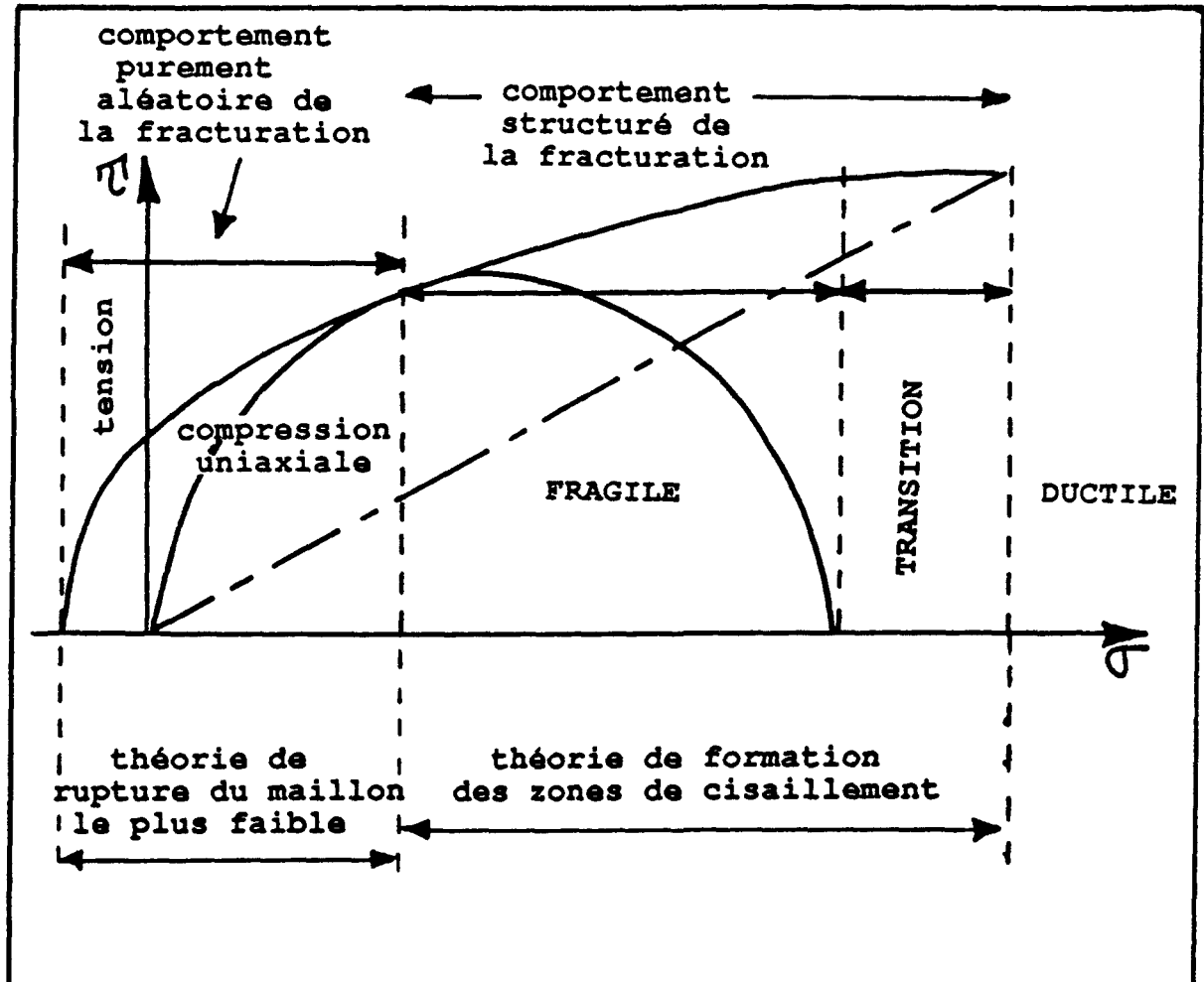
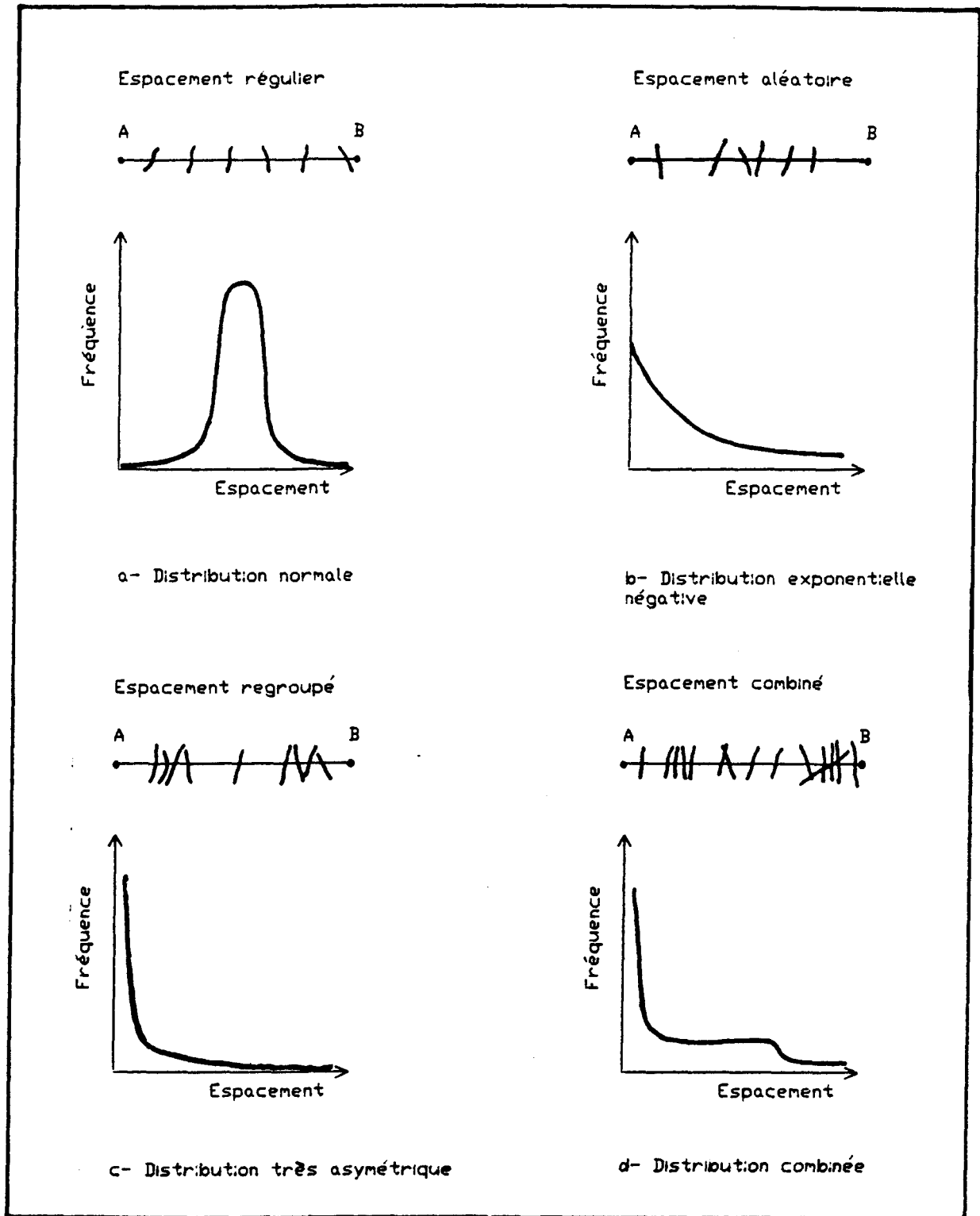


Figure 1 : Distribution des propriétés mécaniques dans les massifs rocheux.
(d'après Ouellet et Gill, 1986)



**Figure 2: Distribution des fractures le long d'une ligne
(d'après Priest et Hudson, 1976)**

structurales, et où les fractures sont indépendantes les unes des autres.

Ces trois cas théoriques correspondent respectivement à des distributions statistiques normales, asymétriques et exponentielles négatives des espacements. En pratique, dans un massif rocheux présentant une histoire géologique complexe et plusieurs épisodes tectoniques, on observera plutôt une combinaison de ces trois cas théoriques (figure 2-d). Il apparaît donc que le contexte structural dominant dans un massif rocheux aura une influence majeure sur la géométrie du réseau de fractures.

On peut distinguer deux grandes catégories de contextes structuraux, soient : 1) les massifs rocheux affectés par des fractures de tension uniquement (essentiellement sous forme de joints de tension), qu'on appellera par abus de langage les massifs "en tension"; et 2) les massifs rocheux déformés par des zones de cisaillement. Si quelques études ont permis de définir des techniques de quantification de la distribution spatiale de la fracturation dans les massifs rocheux du premier type, il n'existe que très peu de travaux portant sur la caractérisation de la fracturation des zones de cisaillement.

La fracturation en tension dans les massifs rocheux a été étudiée principalement à des fins hydrogéologiques et pour le stockage des déchets dangereux. Ces travaux ont été menés, selon les auteurs, en se basant sur deux approches fondamentales. Ainsi, Baczinski (1980) et Rouleau et Gale (1985) ont étudié la distribution spatiale de la fracturation en considérant l'espacement entre fractures adjacentes (figure 3); alors que Girardi et Matar De Sarquis (1984), Massoud (1987), Chiles (1988), Loiseau (1988) et Gervais (1990) ont plutôt utilisé la notion de densité de fracturation (figure 4).

En fait, ces deux notions fondamentales d'espacement et de densité d'objets géométriques dans l'espace peuvent être étendues à d'autres disciplines scientifiques. Elles ont été développées très tôt par les statisticiens pour des applications très différentes telles que la biologie, l'écologie (Bartlett, 1975; Diggle, 1979) et la foresterie (Ripley, 1977). Les cas traités par ces auteurs se référaient toutefois à des données de nature ponctuelle (e.g. présence d'espèces végétales), alors que les données de fracturation se présentent plutôt sous forme de vecteurs, de surfaces ou de volumes.

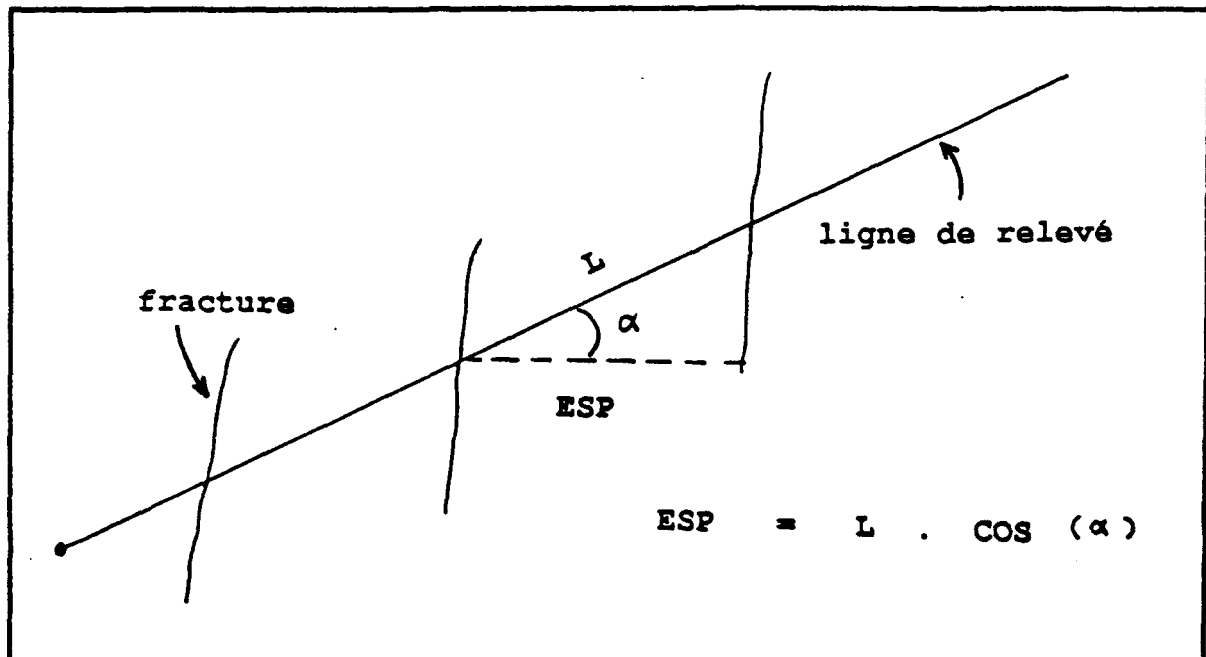


Figure 3 : Paramètre de base pour l'étude de la distribution spatiale des fractures fondée sur l'espacement

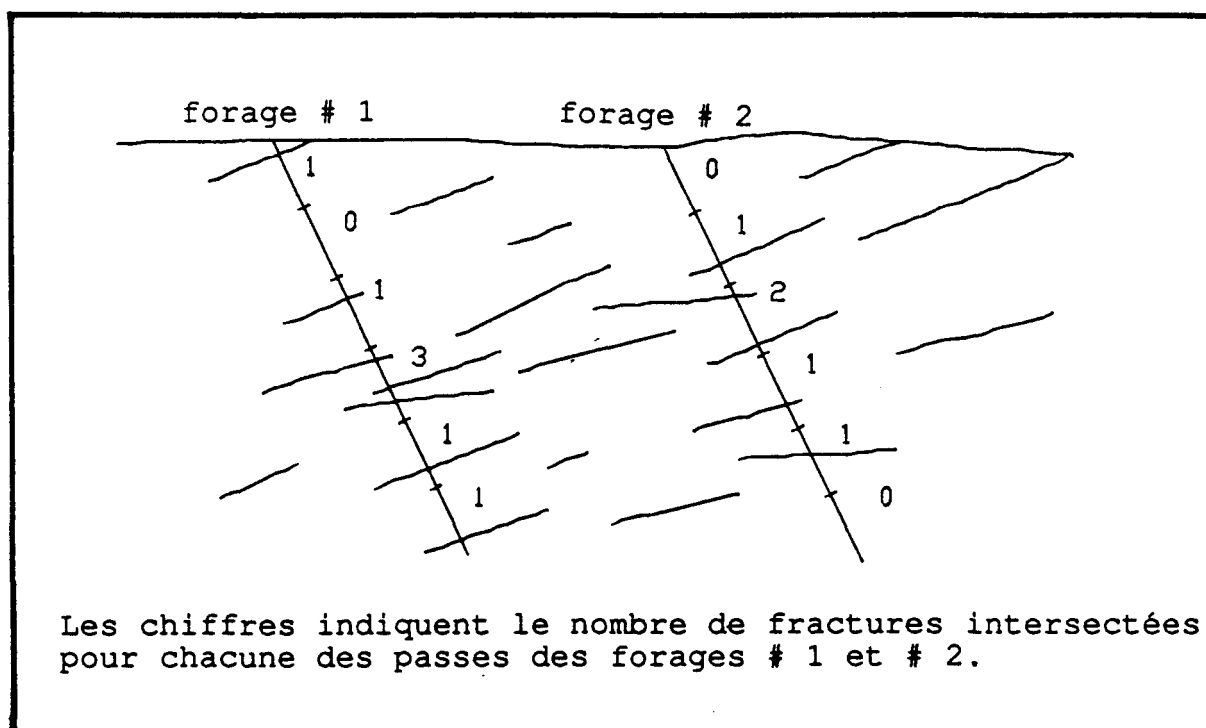


Figure 4 : Paramètre de base pour l'étude de la distribution spatiale des fractures fondée sur la notion de densité

2.2 MODELES DE GENESE ET DE DEVELOPPEMENT DES ZONES DE CISAILLEMENT

Les zones de cisaillement ont été étudiées par le passé principalement dans le but de définir leurs mécanismes de genèse et de développement.

Du point de vue du comportement géomécanique lors de la déformation et du type de déformation observée, les zones de cisaillement peuvent être classées dans une gamme allant de fragile à ductile.

2.2.1 Zones fragiles à ductiles

Un modèle de genèse et de développement des zones de cisaillement au comportement fragile à ductile a été proposé par Archambault et al. (1984), en se basant sur les expériences en laboratoire et les modèles géomécaniques de Morgenstern et Tchalenko (1967), de Tchalenko (1968 et 1970), et de Mandl et al. (1977), ainsi que sur la modélisation des déformations de Ramsay et Graham (1970), et de Ramsay (1980).

Le développement de la zone de cisaillement (figure 5) est initié par l'apparition de failles de second ordre orientées à 30° par rapport à la contrainte principale, les cisaillements de Riedel (R et R'). Puis des cisaillements de

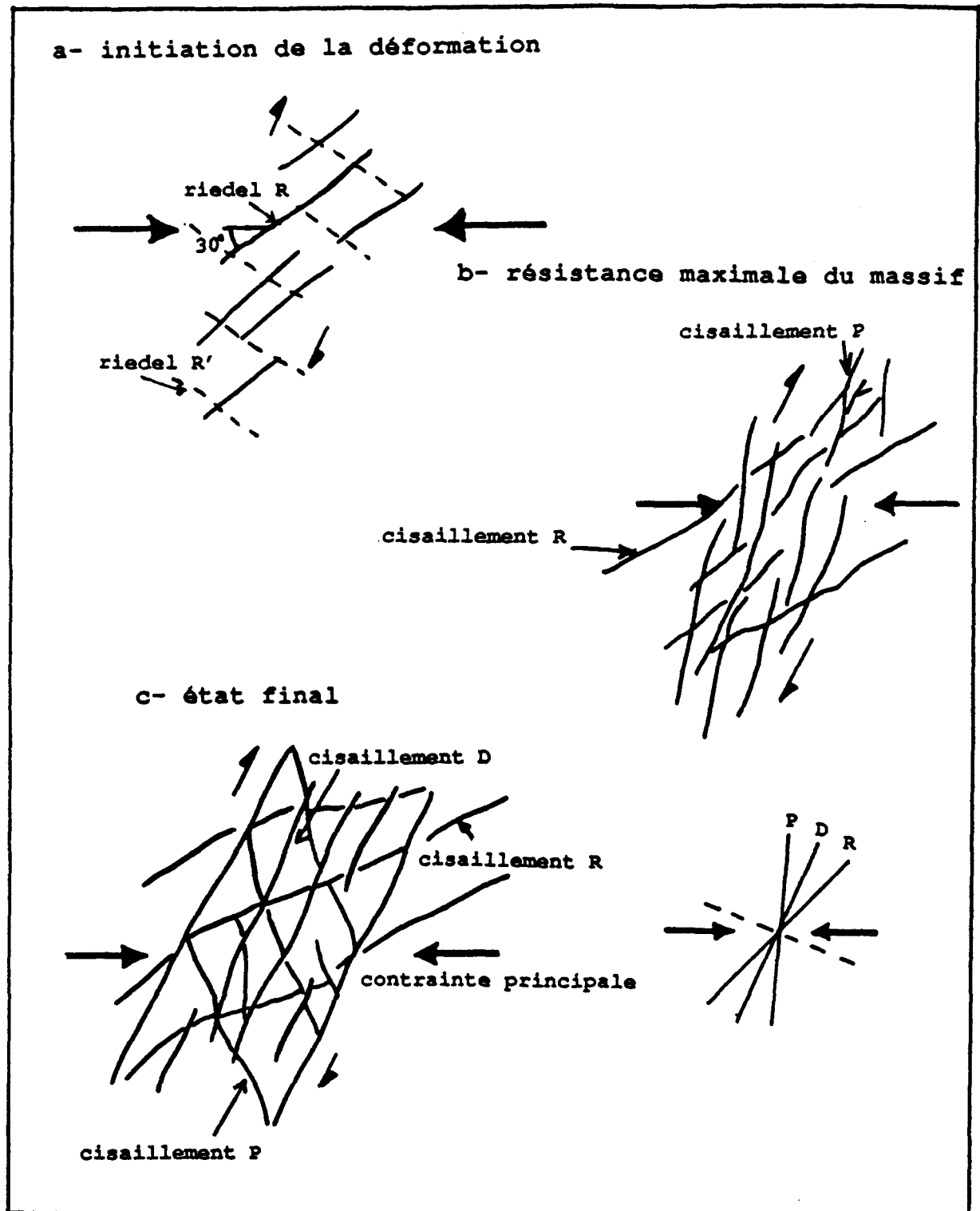


Figure 5 : Modèle géomécanique de génèse et de développement d'une zone de cisaillement (d'après Archambault et al., 1984)

type P et P' se développent dans une attitude de chevauchement à l'intérieur de la zone de cisaillement. Enfin, lorsque la résistance résiduelle du massif est atteinte, les cisaillements produits deviennent plus ou moins parallèles aux murs de la zone et sont dits de type D. Ces derniers démontrent souvent des sinuosités en empruntant la trajectoire des cisaillements précédents. Durant ce processus des fractures de tension sont également générées dans le massif par divers mécanismes.

L'interaction de ces différentes générations de cisaillements favorise le découpage du massif en blocs, entre lesquels l'intensité de la déformation est très variable et ramollit le milieu ("strain softening"; Mandl, 1988). Ces différentes générations de cisaillements peuvent être considérées comme étant à l'origine du développement de la schistosité, des structures de boudinage et des plis en chevron dans le domaine plus ductile du comportement physico-mécanique du massif rocheux.

2.2.2 Zones ductiles

La notion de bandes de déformation ductile en géologie structurale a été introduite par Cobbold (1977a et b). Les zones de cisaillement des grands boucliers semblent représenter un excellent exemple de ce type de déformation

(Groves et al., 1984; Hugon et Schwerdtner, 1985; Andrews et al., 1986; Sanborn et Schwerdtner, 1986). Leur développement serait dû à l'acquisition d'une hétérogénéité et/ou d'une anisotropie des propriétés rhéologiques des roches avant ou pendant la déformation.

Selon Cobbold (1977a), on peut distinguer deux types d'hétérogénéités : les hétérogénéités "initiales" et celles qui sont "induites". Le premier terme regroupe les hétérogénéités présentes avant le début de la déformation, telles que des fossiles, des trous, des déflexions de foliation, la granulométrie, etc... Le deuxième terme désigne les hétérogénéités causées par l'action de contraintes externes.

Ces deux types d'hétérogénéités engendrent des variations locales dans les champs de contraintes et de déformations pouvant donner naissance aux phénomènes de nucléation de la déformation tel que définis par Cobbold (1977a). Ces phénomènes ont été observés expérimentalement par Weiss (1968) et semblent en accord avec de nombreuses observations de terrain, notamment celles faites par Daigneault et Allard (1984) dans la région de Chibougamau. On observe à cet endroit un fort parallélisme entre l'attitude des zones de déformation et la stratigraphie archéenne.

2.2.3 Multiplicité des familles structurales

La multiplicité de familles structurales dans les ceintures de cisaillement est un phénomène fréquent qu'ont tenté d'expliquer plusieurs auteurs. Reches (1978 et 1983) et Reches et Dietrich (1983) démontrent notamment que le développement de deux directions conjuguées de cisaillement dans un champ de contrainte (Anderson, 1951) n'est en fait qu'un cas particulier lorsque deux des contraintes principales sont égales, par rapport au modèle plus général des trois contraintes principales différentes. Ce modèle implique alors quatre familles de cisaillement conjuguées, en direction et en pendage, dans un système orthorombique (figure 6).

De plus, cette multiplication des familles structurales lors d'un seul épisode de déformation peut être accrue si l'on tient compte de la répétition à toutes les échelles du développement des structures secondaires aux zones de cisaillement selon le modèle de Tchalenko (1970).

Enfin, dans son étude de la chronologie relative des familles de fractures conjuguées (figure 7), Freund (1974) démontre que leur développement n'est pas successif (Anderson, 1951), mais plutôt synchrone, ce qui ajoute une

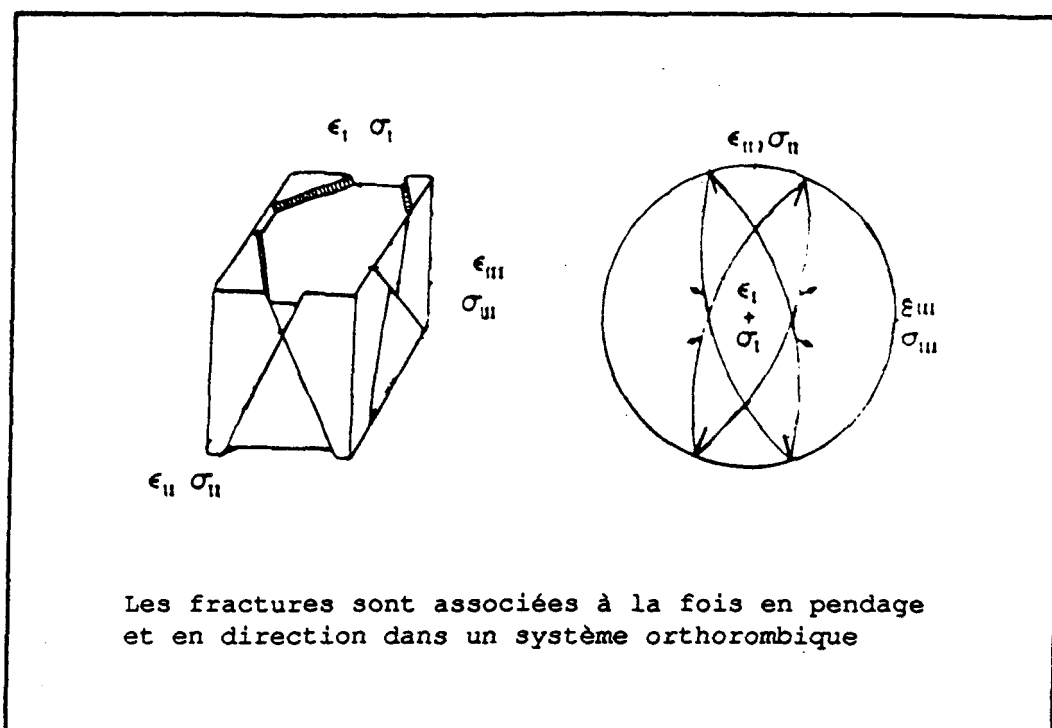


Figure 6 : Développement de quatre familles conjuguées de fractures dans un système orthorhombique (d'après Reches, 1978)

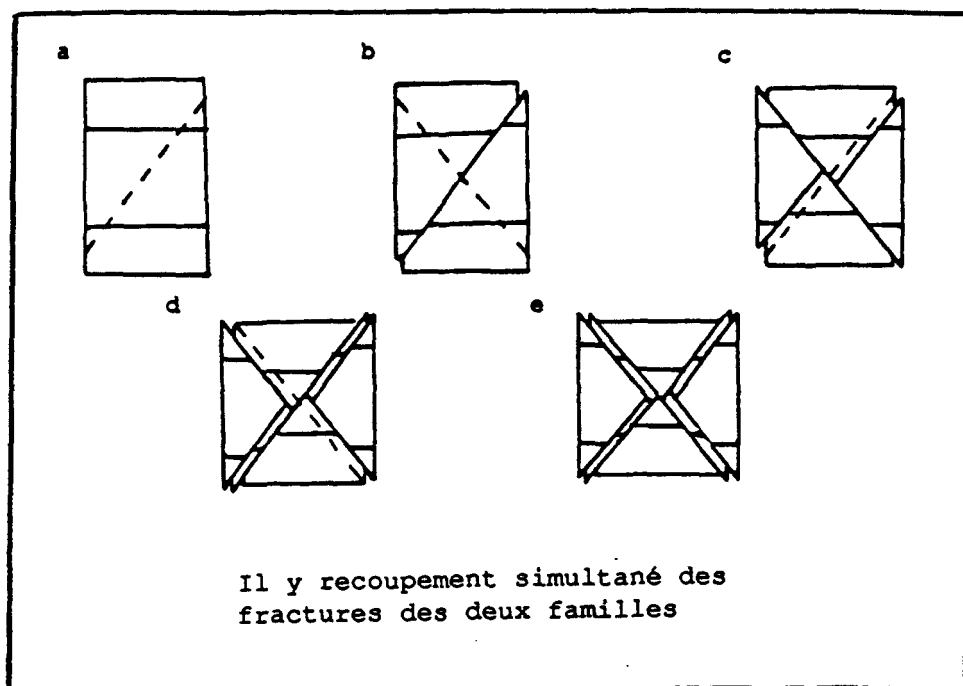


Figure 7 : Développement simultané de deux familles de fractures conjuguées (d'après Freund, 1974)

complexité supplémentaire dans la détermination de critères nets de chronologie relative.

2.3 RELATION ENTRE STRUCTURES ET MINÉRALISATIONS DANS LES ZONES DE CISAILLEMENT

La plupart des ceintures de roches vertes archéennes sont d'importantes régions minières où la localisation des gîtes est fortement contrôlée par la présence de zones de cisaillement. Ceci a été observé par de nombreux auteurs : Roberts (1981), Poulsen (1983), Groves et al. (1984). Une excellente revue des gisements de la ceinture d'Abitibi (figure 8) a été faite par Roberts (1986).

2.3.1 Mécanismes du contrôle structural

La compréhension des mécanismes de formation et d'évolution des zones et ceintures de cisaillement, ainsi que des structures et discontinuités qui leur sont reliées, est d'une importance primordiale pour l'amélioration des outils de prospection dans ce type de contexte métallogénique.

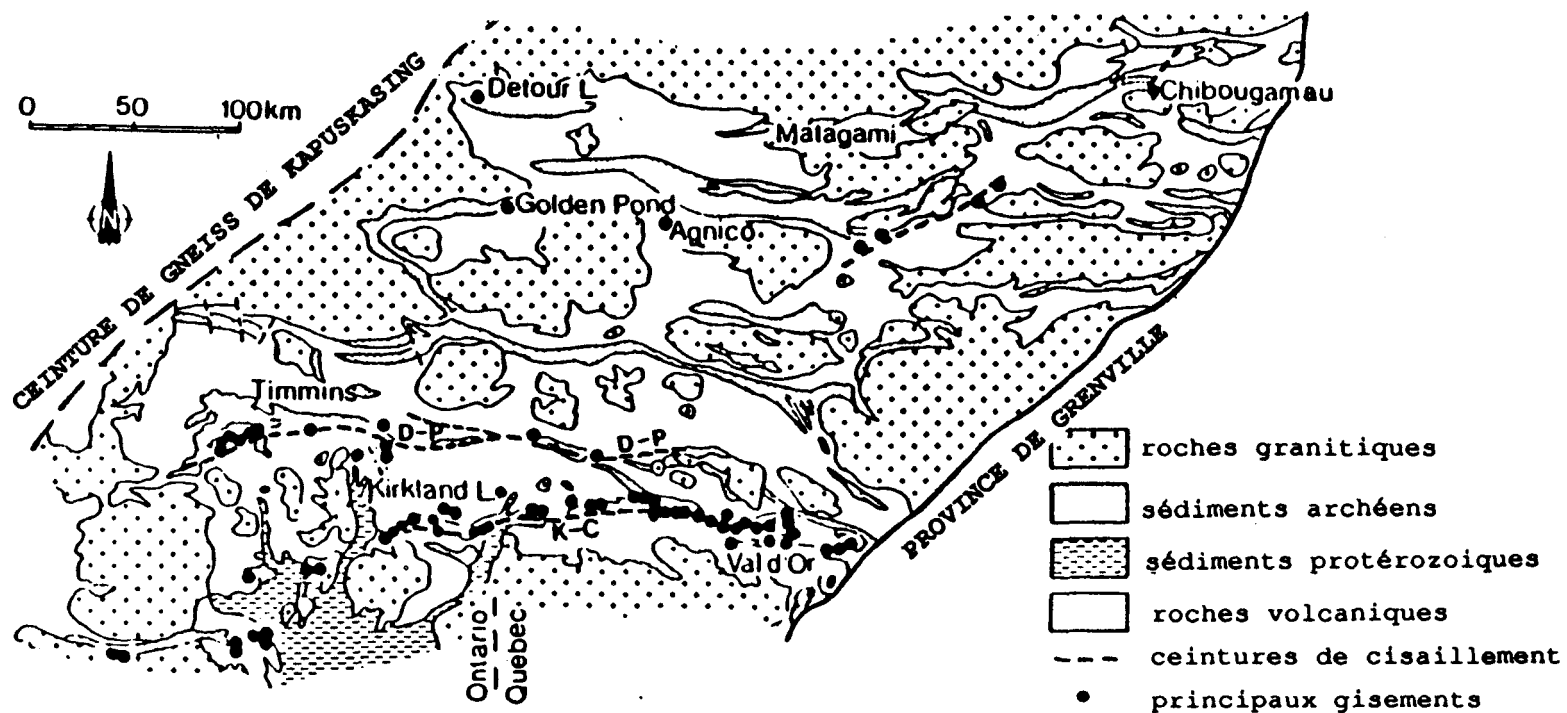


Figure 8 : Localisation des principaux gisements miniers dans la ceinture de roches vertes de l'Abitibi (d'après Roberts, 1986)

2.3.1.1 Développement simultané des cisaillements et des veines

Plusieurs études récentes, dont celles de Poulsen et Franklin (1981), Robert et al. (1983), Guha et al. (1983), Archambault et al. (1984), Hugon et Schwerdtner (1985), Smith (1986), Sanborn et Schwerdtner (1986), et Dubé et Guha (1986a et b); ont permis de mettre en évidence le lien étroit qui existe entre la géométrie des veines minéralisées et les cisaillements de type R, P et D associés aux zones de cisaillement selon le modèle de Tchalenko (1968).

La formation de ces veines est contemporaine, et non pas tardive, à la déformation (Roberts, 1986), et elle influence l'évolution de celle-ci. Les veines sont d'ailleurs généralement rubanées, ce qui indique une déformation par un processus répétitif (Rigg et Haelmstaedt, 1981).

2.3.1.2 Mécanisme de chevauchement-dilatance

Le mécanisme de chevauchement-dilatance fait intervenir le phénomène du chevauchement d'aspérités, ou de sinuosités, sur des plans de cisaillement (figure 9). Ce phénomène, mis en évidence par Ladanyi et Archambault (1970, 1972 et 1980), a été utilisé pour expliquer la formation de zones de dilatance le long des plans de cisaillement. Ces zones de

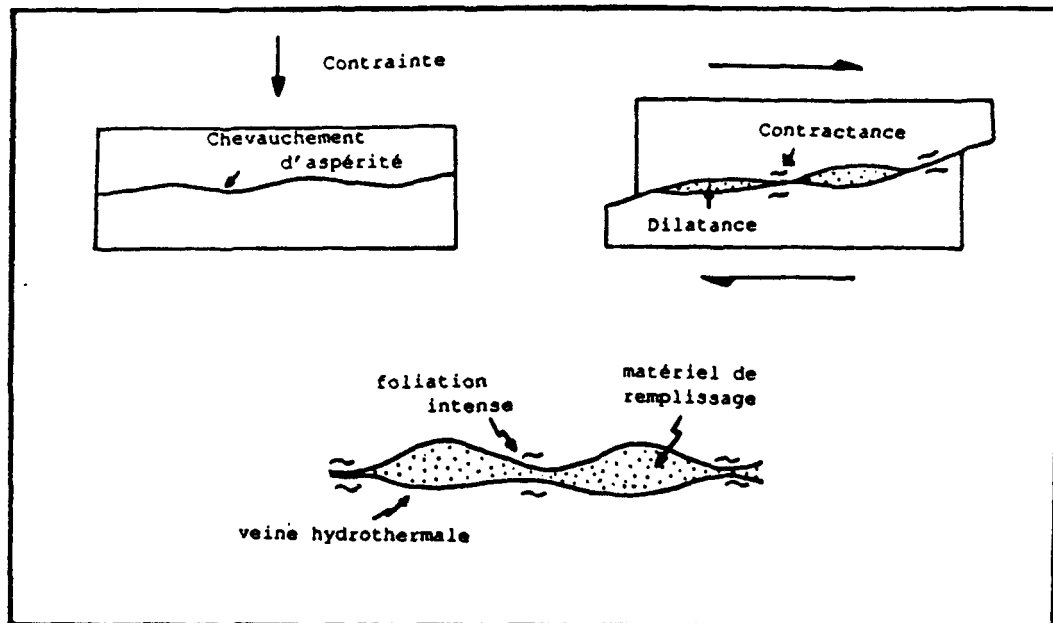


Figure 9 : Mécanisme de cisaillement-dilatance
(d'après Guha et al., 1983)

relâchement des pressions des fluides et de modification du régime pression-température peuvent ainsi servir de réservoirs aux fluides minéralisés qui y circulent (Guha et al., 1983).

2.3.2 Circulation des fluides dans les zones de cisaillement

L'observation d'une telle association spatiale entre structures et minéralisations souligne l'intérêt d'étudier la paléo-circulation des fluides dans les zones de cisaillement. Une meilleure définition du régime d'écoulement de ces fluides permettrait en effet de mettre en évidence les mécanismes de déposition des éléments métalliques transportés.

2.3.2.1 Origine des fluides

On peut globalement définir trois sources possibles pour ces fluides minéralisateurs. Hutchinson et Burlington (1984) proposent une origine connue, issue de l'infiltration d'eaux marines; cette hypothèse semble appuyée par de récentes datation sur des inclusions fluides (Guha, comm.pers.). Cependant, les fortes concentrations en calcium et les faibles teneurs en chlore observées dans certaines de ces zones (Roberts, 1986) rendent cette hypothèse discutable dans

certains cas. Des origines métamorphiques (Guha et Koo, 1975; Phillips et Groves, 1983), ou magmatiques (Hodgson et Mac Geehan, 1982; Wood et al., 1984), ou encore une combinaison d'origines magmatiques et métamorphiques (Kerrick, 1983, 1986a et b) ont également été proposées.

2.3.2.2 Transport et déposition

Quel que soit le modèle préconisé pour l'origine des fluides minéralisateurs, le réseau structural joue un rôle stratégique dans le transport et la concentration de la minéralisation. La circulation des fluides se fait le long de zones fracturées et à haute perméabilité (Roberts, 1986; Kerrich, 1986a et b).

D'un point de vue métallogénique, si les modèles précédents (Guha et al., 1983; Archambault et al., 1984) permettent d'expliquer la concentration de la minéralisation en fonction de la géométrie des zones de cisaillement, d'autres paramètres influencent cette concentration et devraient être pris en compte dans un modèle plus global. C'est notamment le cas de la température, de la pression, de la chimie des fluides ainsi que du facteur temps.

2.4. PROBLÉMATIQUE DE LA QUANTIFICATION DES DONNÉES DE FRACTURATION

L'utilisation de méthodes quantitatives est nécessaire pour la caractérisation complète d'un réseau de fractures affectant un massif rocheux. En fait, de telles études doivent être basées sur une approche probabiliste, plutôt que sur une approche déterministe, en raison du caractère semi-aléatoire de la distribution spatiale des fractures. On a vu précédemment que dans les travaux menés sur les massifs "en tension", les différents auteurs avaient adopté l'une ou l'autre des deux approches possibles, soit l'étude des espacements ou l'étude des densités.

En fait, le choix entre l'une ou l'autre des deux approches dépend d'une part de la nature des données et d'autre part des objectifs de l'étude.

2.4.1 Nature des données de fracturation dans les zones de cisaillement

En effet, l'approche choisie devra s'accommoder des caractéristiques morphologiques des zones de cisaillement et des différents types de structures qu'on y retrouve. Ces caractéristiques peuvent être: 1) la coexistence de composantes ductile et fragile de la déformation, souvent

superposées; 2) la présence de failles avec des épaisseurs significatives représentées par des zones de mylonitisation ou de minéralisation; et 3) la présence de veines de tension.

Ces zones de déformation peuvent être génétiquement très différentes les unes des autres. Deux modes de développement peuvent être distingués. Ils sont schématisés à la figure 10. Dans le premier cas (figure 10-a), la zone de déformation résulte de la jonction d'un ensemble de fractures qui finissent par former une zone de mylonitisation. Dans le deuxième cas (figure 10-b), au contraire, la genèse de la zone de déformation est liée à la croissance d'une fracture et de son matériel de remplissage. Ce sera plutôt le cas des veines de tension et de minéralisation.

En fait, ces deux cas de figures représentent deux pôles théoriques du phénomène de fracturation. Il est fréquent d'assister à une superposition des deux cas, ce qui en pratique rend le diagnostic génétique de ces zones de déformation très difficile.

Une grande importance doit être accordée aux remarques précédentes et à leurs implications pour l'étude quantitative de la distribution spatiale des fractures. La présence de ces zones de fracturation rend difficile l'utilisation de l'approche par espacement. Ainsi, si on reprend la figure 10,

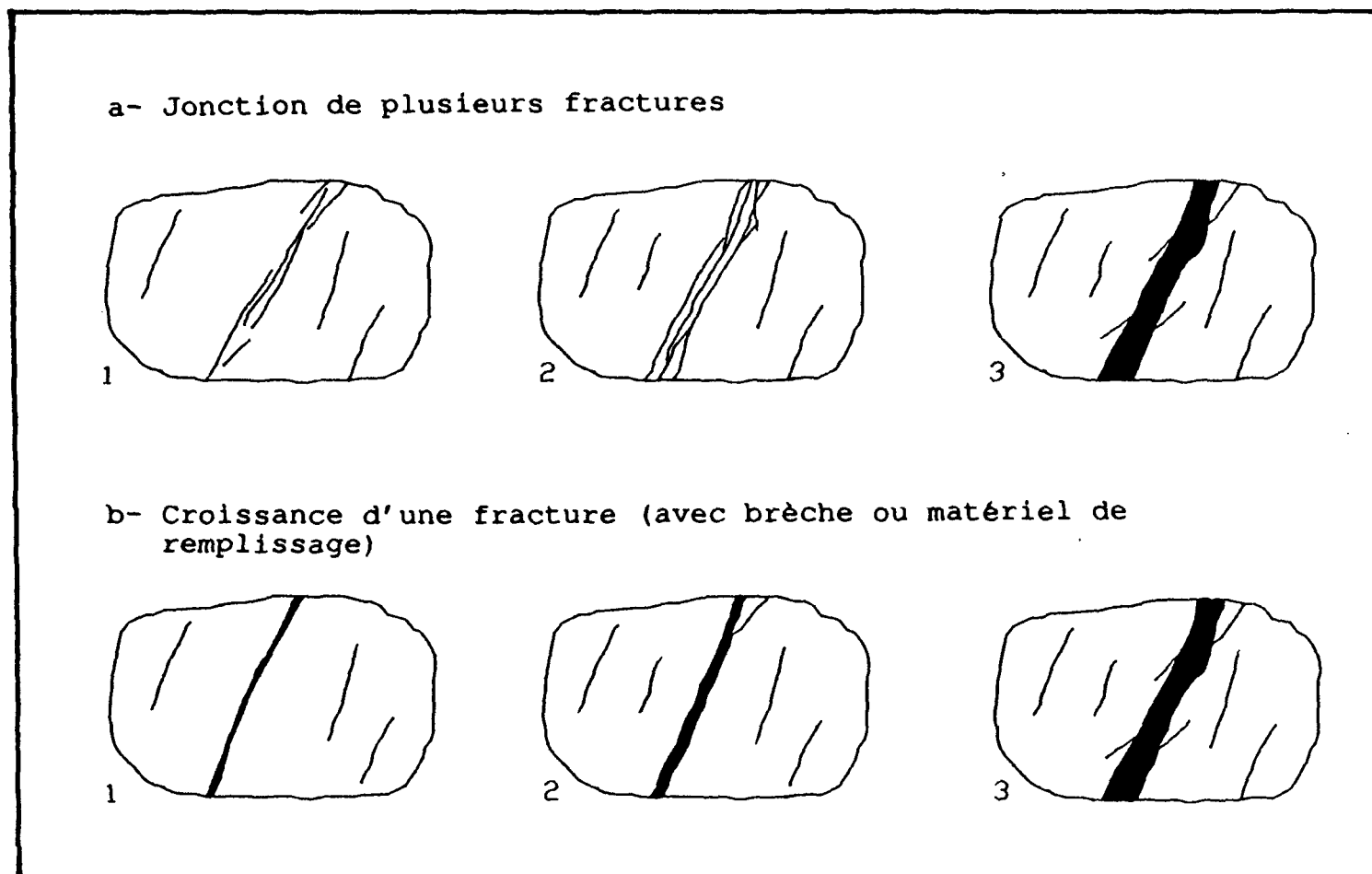


Figure 10 : Deux modes de développement d'une zone de fracturation

on peut remarquer que dans le premier cas, la zone de fracturation est constituée à son stade final d'une infinité de plans de fractures entre lesquels il est peu réaliste de vouloir mesurer l'espacement. Dans le deuxième cas, au contraire, la zone de fracturation n'est constituée que d'une seule fracture avec une certaine ouverture.

2.4.2 Contraintes reliées aux objectifs de l'étude

Les deux approches mentionnées plus haut, soient l'étude des espacements ou celle des densités, peuvent présenter des avantages et des inconvénients selon l'utilisation qui sera faite des résultats. Ainsi l'approche par densité permet de ramener l'étude des fractures à l'étude d'une variable continue pouvant être traitée par différentes techniques d'estimation dont la géostatistique, les moyennes mobiles ou les moyennes pondérées (figure 11).

Cependant, cette méthode présente l'inconvénient d'introduire un lissage de l'information initiale. Cette perte d'information sera d'autant plus importante que le support du calcul de densité est grand. Il conviendra donc de choisir l'approche la plus pertinente en fonction des objectifs de l'étude.

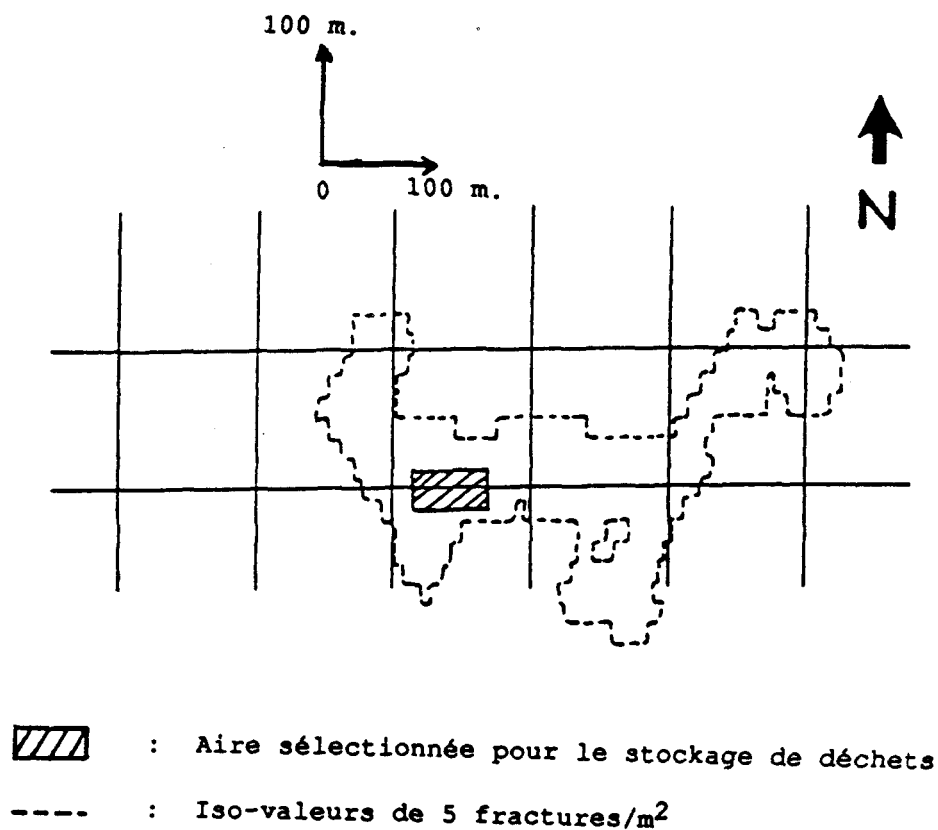


Figure 11 : Exemple de cartographie de la densité de fracturation
 (d'après Girardi et Matar de Sarquis, 1984)

3. OBJECTIFS

L'objectif principal de cette étude repose sur les applications métallogéniques liées au contrôle des failles sur la mise en place de la minéralisation dans les zones de cisaillement. Cet objectif vise à définir de nouveaux outils aussi bien pour l'exploration que pour l'exploitation minière des gisements situés dans ce type de contexte.

Afin de définir ces nouveaux outils, il sera nécessaire de développer, ou d'adapter, une approche statistique qui permette de caractériser la distribution spatiale de la fracturation dans un massif rocheux soumis à un contexte de cisaillement. Etant données les particularités géométriques et génétiques des fractures dans les zones de cisaillement, cette approche sera basée sur la notion de densité de fracturation, mais en tenant compte de leurs particularités : soient la superposition de composantes ductile et fragile de la déformation, et la présence de zones de déformation et de minéralisation.

Cette approche fournira des éléments de validation des modèles de développement de fractures individuelles, ou de familles de fractures. Elle permettra surtout de quantifier la variabilité spatiale des différentes familles structurales

associées à la genèse et au développement d'une zone de cisaillement.

Les résultats obtenus devront être faciles à visualiser, notamment au moyen de cartes, afin de pouvoir intégrer ce nouveau type d'information à l'ensemble des données géologiques existantes. De plus, l'approche probabiliste permettra de quantifier la fiabilité des résultats obtenus en fonction de l'échantillonnage utilisés, afin d'en rendre l'interprétation plus réaliste et l'utilisation mieux contrôlée.

4. LOCALISATION ET CONTEXTE STRUCTURAL :

La région de Chibougamau a été sélectionnée pour cette étude en raison des nombreuses zones de cisaillement de dimensions kilométriques qui la traversent et qui jouent un rôle déterminant dans la localisation de plusieurs gîtes minéraux de cette région.

4.1 LOCALISATION GÉOGRAPHIQUE

La région de Chibougamau est située à l'extrémité nord-est de la ceinture de roches vertes d'Abitibi, à la limite du

Front de Grenville (figure 12). L'ensemble de la ceinture d'Abitibi, comme l'ensemble du bouclier canadien, est marqué par la présence de grandes zones de cisaillement le long desquelles se retrouvent des camps miniers qui comptent parmi les plus importants au monde.

4.2 SYNTHÈSE STRUCTURALE DE LA RÉGION DE CHIBOUGAMAU

La cartographie géologique intensive de la région de Chibougamau, menée depuis le début du développement de l'industrie minière dans les années 1950, a mis en évidence la présence de zones de cisaillement majeures (Daigneault et Allard, 1984) dans lesquelles se retrouvent la plupart des mines de cette région (figure 13). Ces mines sont localisées essentiellement dans le Complexe gabbro-anorthositique du Lac Doré (Allard, 1976), bien que de nouvelles découvertes aient été faites depuis quelques années dans d'autres formations de la région (Guha et al., 1988).

Différents essais de synthèse structurale de la région de Chibougamau au cours des cinq dernières années (Daigneault et Allard, 1984; Dimroth et al., 1984 et 1986; Archambault et al., 1984 et 1990) font globalement intervenir trois phases importantes de déformation et quatre directions préférentielles de failles à l'Archéen et au Protérozoïque. Néanmoins, différentes interprétations ont été proposées par

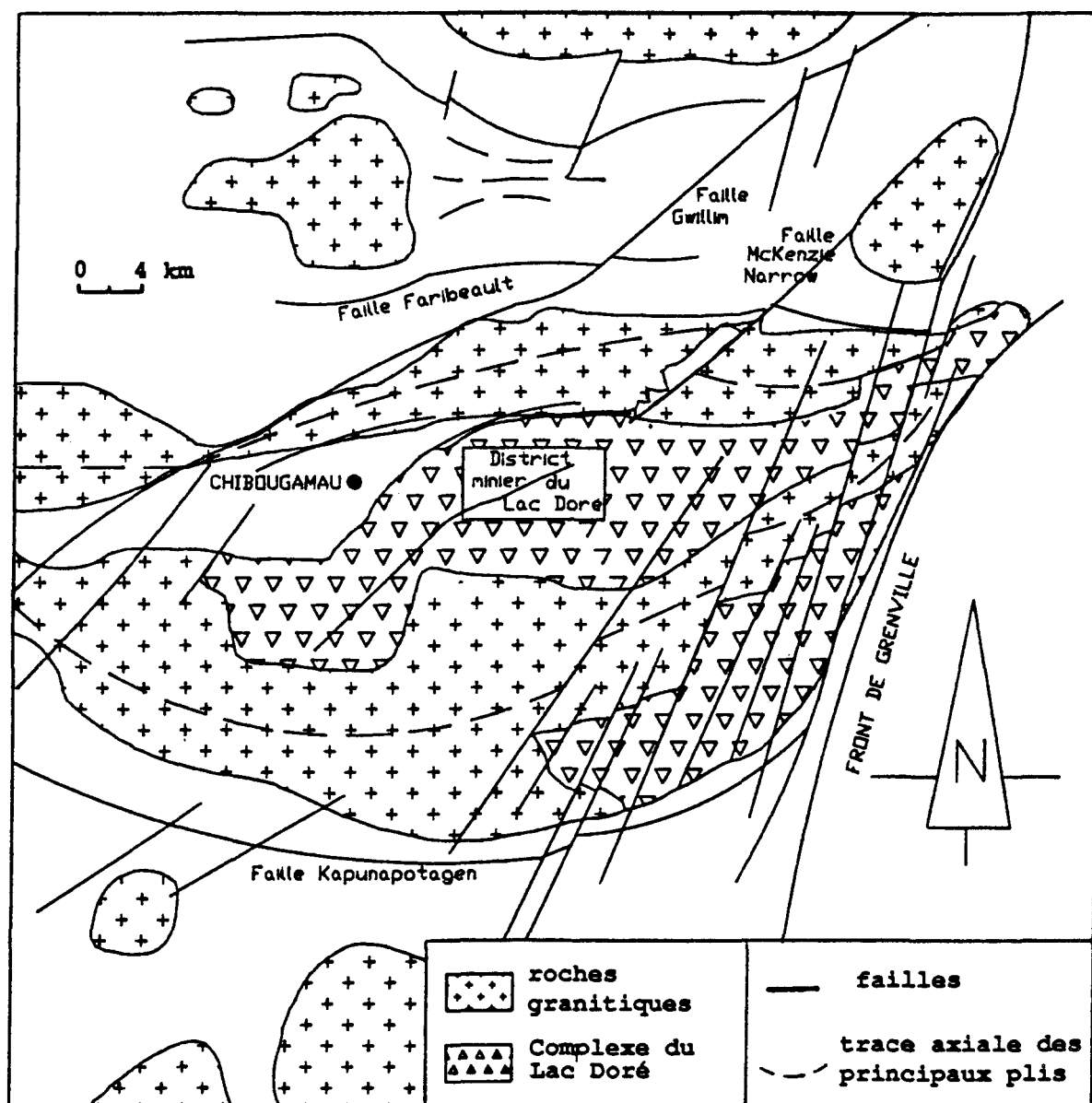


Figure 12 : Cartographie structurale de la région de Chibougamau (d'après Daigneault et Allard, 1984)

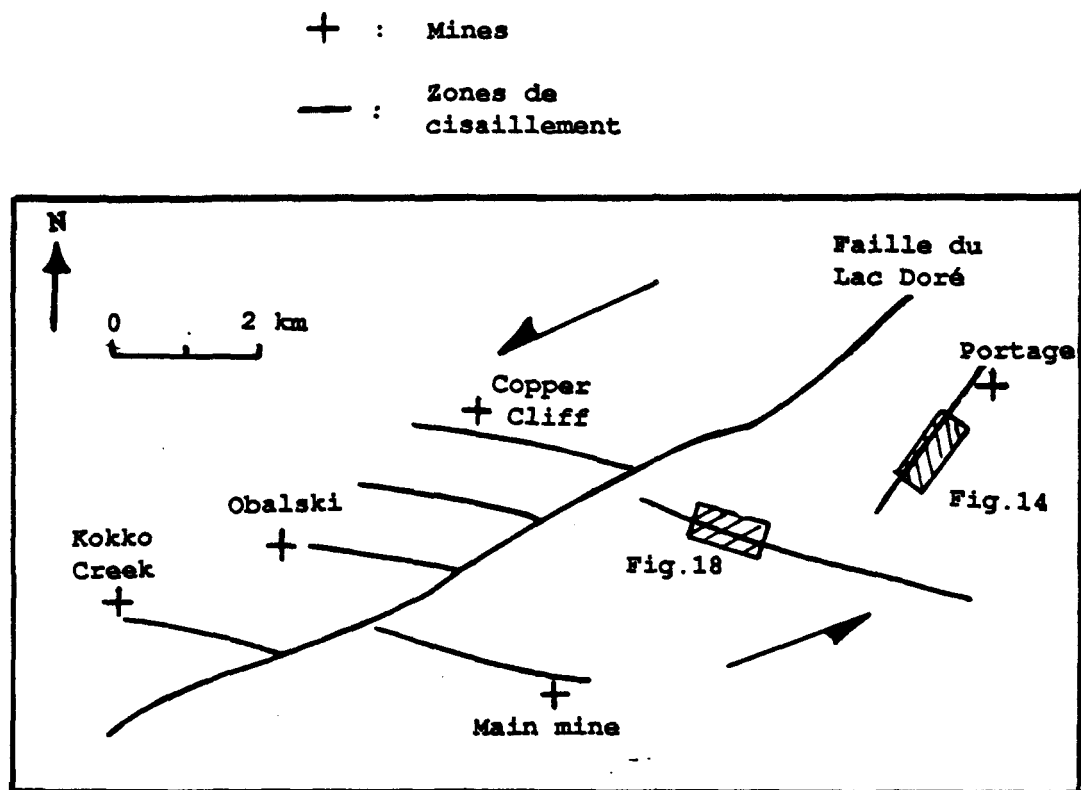


Figure 13 : Localisation et contrôle structural des principaux gisements du district minier du Lac Doré (d'après Archambault et al., 1984)

ces auteurs en ce qui concerne la chronologie relative de certains événements tectoniques. L'évaluation des modèles adoptés par ces différents auteurs requiert une étude de l'agencement spatial des structures primaires et secondaires impliquées.

4.2.1 Phase I et II: Orogénie kénoréenne

La phase I de la déformation kénoréenne est interprétée comme la transformation de failles de bassin (subsidence) pré-kénoréenne en plis de trace axiale nord-sud et à charnière horizontale. L'orientation particulière de ces plis de première phase est expliquée par Daigneault et Allard (1984) et Dimroth et al. (1986), comme une réponse à la montée diapirique de plutons syn-volcaniques et à l'enfoncement des strates par subsidence.

La phase II se superpose à cette phase précoce F1 par le développement de plis isoclinaux de trace axiale est-ouest et à charnière verticale et par une schistosité régionale S2 sous l'action d'une compression nord-sud. Lors de cette phase F2, se développent les zones de cisaillement majeures de la région de Chibougamau qui sont d'orientation est-ouest et ont un comportement géomécanique ductile (Guha et al., 1988). Ces zones de cisaillement résultent probablement de l'évolution des failles de bassin pré-kénoréennes (phase F1) en failles

inverses lors de l'orogénie. Elles sont associées à la phase F2. La superposition des deux phases F1 et F2 de traces axiales perpendiculaires aboutit à la formation d'une structure régionale en dômes et bassins.

Le développement de deux systèmes conjugués de failles et de kink-bands (S3 et S4), d'orientation nord-est (pendage vers le nord) et nord-ouest (pendage vers le sud), est associé à ce régime de contraintes nord-sud (Dimroth et al., 1984 et 1986; Archambault et al., 1984). Ces failles présentent un comportement géomécanique fragile-ductile.

4.2.2 Phase III : orogénie grenvillienne

Cette phase a généré des plis de trace axiale nord-ouest et à charnière oblique qui recoupent les stratifications et schistosités archéennes. Cette troisième phase F3 n'affecte que la partie située à l'extrémité Est de la région de Chibougamau, c'est-à-dire à proximité du Front de Grenville (figure 12). Ces plis sont accompagnés de failles d'orientation nord-nord-est, dites grenvilliennes, au comportement géomécanique fragile-ductile et dont la fréquence augmente d'ouest en est.

4.2.3 Problèmes d'interprétation liés à la présence de certaines failles

L'ensemble des auteurs ayant travaillé à l'élaboration d'une synthèse structurale de la région de Chibougamau, ont rencontré des problèmes d'interprétation concernant certaines failles de direction nord-est et nord-ouest. Elles présentent un pendage et une composante de décrochement opposés aux schistosités S3 et S4, et donc à une contrainte nord-sud. Ces failles s'accommoderaient plutôt d'une compression est-ouest et on retrouve localement dans toute la région des kink-bands associés en direction et en mouvement à ces failles.

Ces failles recoupent fréquemment des structures associées à la phase F2 et, localement pour certaines d'entre elles, des sédiments protérozoïques. Daigneault et Allard (1990) observent des signatures tectoniques différentes entre les failles d'orientation nord-est et nord-ouest, les premières montrant des évidences de recoupement des secondes. Archambault et al. (1984) et Dimroth et al. (1984 et 1986) optent plutôt pour un développement synchrone des deux familles lors d'un relâchement de la contrainte nord-sud à la fin de l'orogénie kénoréenne, certaines de ces failles ayant pu être réactivées lors de l'orogénie grenvillienne pour affecter les sédiments protérozoïques.

4.3. CHOIX DES SITES D'INVESTIGATION

La région de Chibougamau est caractérisée par la présence de zones de cisaillement au comportement géomécanique variant de fragile-ductile à ductile (Archambault et al., 1990). Des relevés structuraux ont été effectués sur trois niveaux de la mine Joe Man (compagnie Meston Mines Ltd) située 40 kilomètres au sud de la ville de Chibougamau et encaissée par une zone de cisaillement ductile d'orientation est-ouest. Ces données ne seront cependant pas exposées dans cette thèse volontairement restreinte aux zones de cisaillement au comportement fragile-ductile et plus précisément à celles qui traversent le Complexe du Lac Doré (figure 13).

L'étude porte plus particulièrement sur deux mines reflétant les deux orientations majeures de cisaillement affectant le complexe soit nord-est et nord-ouest. Les exploitations souterraines présentent l'avantage d'offrir des kilomètres de galeries et de chantiers d'abattages pour effectuer des relevés géologiques et structuraux. Ces infrastructures permettent ainsi d'établir la continuité spatiale en trois dimensions de phénomènes géologiques. C'est en fait un avantage considérable dans une région où la roche affleure très peu en raison notamment du peu de relief, d'un épais couvert végétal et du grand nombre de lacs. De plus, la

géologie de ces mines est généralement bien connue grâce à la cartographie intensive qui a été menée le long des galeries et des chantiers, mais aussi par le grand nombre de forages et d'analyses qui y ont été réalisés.

La première mine étudiée est la mine Henderson II (compagnie Meston Mines Ltd.) qui est située sur une zone de cisaillement d'orientation nord-est (figure 13). Le mécanisme du contrôle structural sur la minéralisation a été étudié par Guha et al (1983). Ce cisaillement est l'une des principales failles posant des problèmes d'interprétation, car elle est archéenne et ne s'accommode que d'une contrainte principale est-ouest (Guha et al., 1983).

La deuxième mine étudiée est la mine Copper Rand (compagnie Western Miner), située sur une zone de cisaillement d'orientation nord-ouest (figure 13) et dont la structure du gisement a été étudiée par Archambault et al. (1984). Dans chacune de ces mines, des relevés ont été effectués sur trois niveaux à peu près équidistants afin d'obtenir une description quasi tridimensionnelle des structures.

4.3.1 Mine Henderson

La mine Henderson II est localisée à l'intérieur de la zone de cisaillement Henderson-Portage. Ce gisement hydrothermal de cuivre et or est situé dans une ceinture de cisaillement d'au moins deux kilomètres de long (Guha et Koo, 1975) et s'étendant probablement vers le nord-est sur plusieurs kilomètres. Archambault et al. (1990) la prolongent même jusqu'à la faille McKenzie-Narrow (figure 12) qui est concordante en pendage et présente également une composante de décrochement dextre.

Dans la mine, le cisaillement a une puissance de 40 à 120 mètres (figure 14). Il est défini par une zone d'altération à chlorite et/ou séricite avec ankérite, quartz et calcite. La minéralisation primaire est constituée principalement de pyrite, de pyrrhotine et de chalcoppyrite. Une zone d'oxydation d'une épaisseur d'environ 350 mètres contient de nombreux minéraux de cuivre secondaires, surtout de la chalcosine et de l'or natif. Les dykes sont rares, mais leur nombre augmente avec la profondeur indiquant possiblement la proximité d'une intrusion granitique. La plupart de ces dykes sont felsiques (dykes à porphyres surtout) et sont généralement à angle avec la direction principale de cisaillement.

a-plan de niveau généralisé

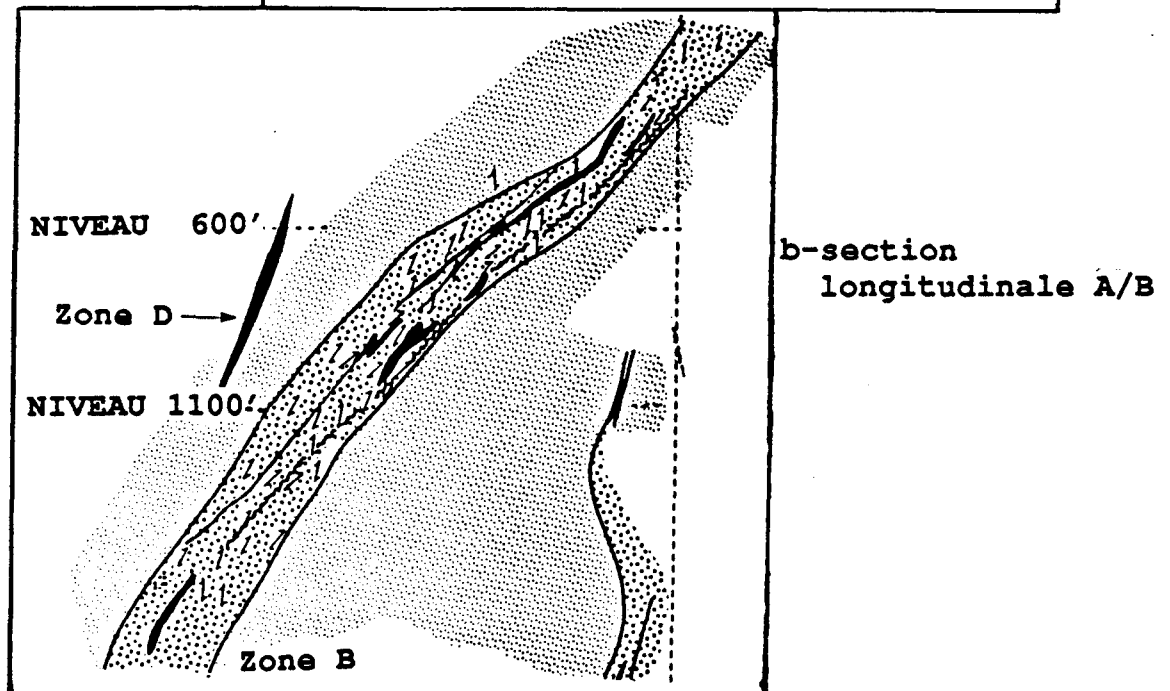
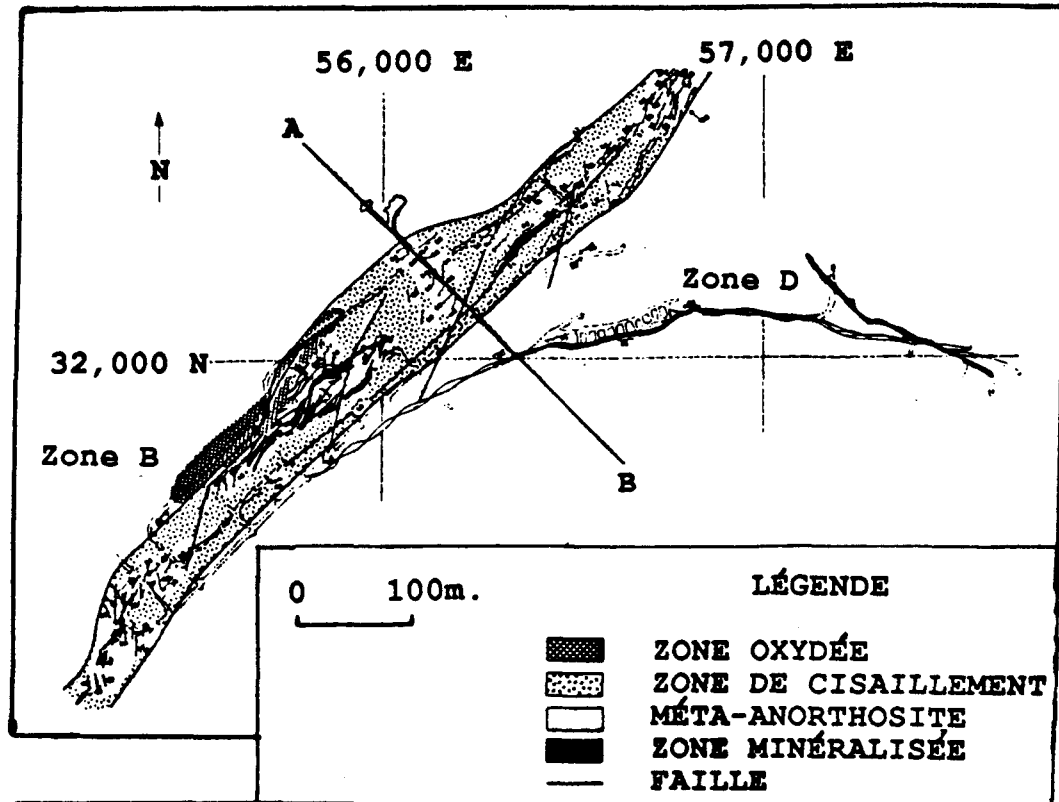
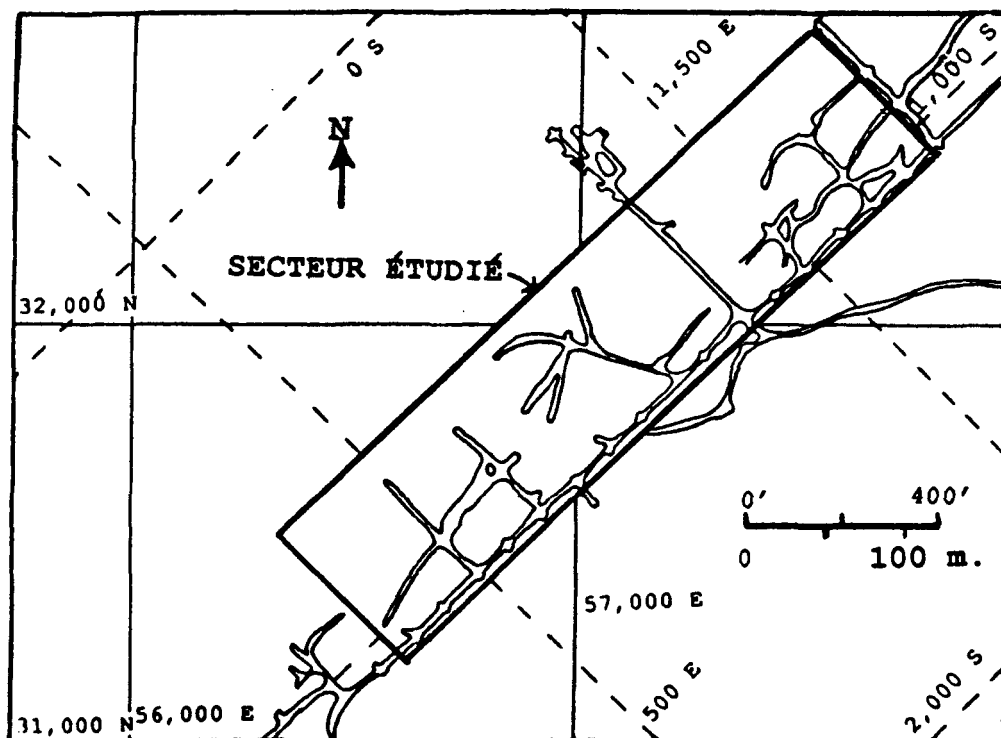


Figure 14 : Géologie générale de la mine Henderson
(d'après Guha et al., 1983)

La structure principale, appelée aussi "zone B" a une direction moyenne de N60E et un pendage de 65 degrés vers le Sud-est. Néanmoins, la minéralisation économique se retrouve aussi dans des structures subsidiaires dont les plus importantes sont les zones "A" et "D" (la zone D apparaît sur la figure 14). Ces structures subsidiaires se retrouvent aussi bien dans le toit que dans le mur, et elles ont une épaisseur très variable. Elles représentent les cisaillements de type R et P dans le modèle géomécanique proposé par Guha et al. (1983). Malheureusement, seule la zone B était encore accessible lors des relevés de terrain.

En raison de problèmes importants d'infiltration d'eau, les niveaux supérieurs de la mine sont noyés et donc inaccessibles. Plus en profondeur (2000' à 2700'), les niveaux actuellement minés ont une dimension très restreinte et correspondaient mal aux besoins de l'étude. Trois niveaux majeurs et à peu près équidistants ont donc été choisis entre 1000' et 2000', soit les niveaux 1025', 1450' et 1975' (figures 15, 16 et 17).

On peut remarquer (figure 16) qu'au niveau 1450', la zone 2 a permis d'étudier l'évolution de la géométrie du réseau de fractures ainsi que de la minéralisation à l'approche d'une ceinture majeure de cisaillement. En effet, la zone de cisaillement d'Henderson-Portage est restreinte à



lignes continues = coordonnées UTM, en pieds
 lignes pointillées = coordonnées de la mine, en pieds

Figure 15 : Localisation du secteur étudié; mine Henderson, niveau 1025'

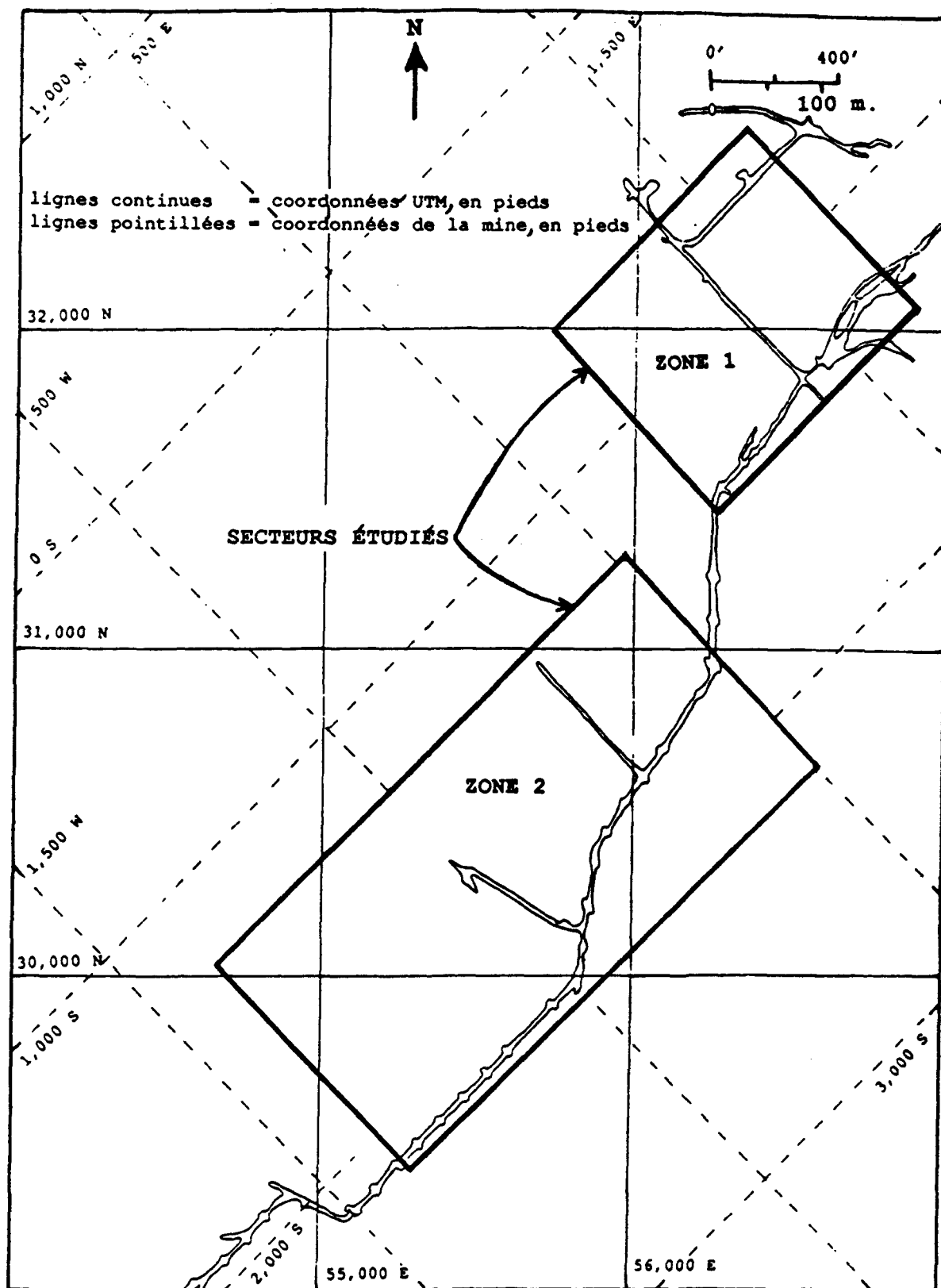
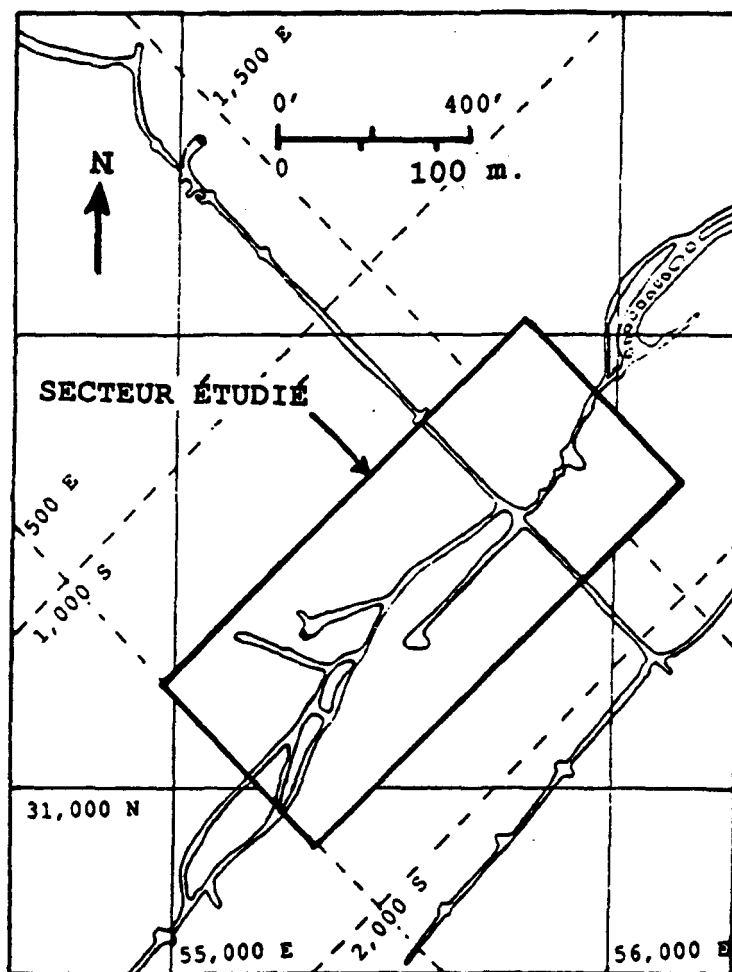


Figure 16 : Localisation des secteurs étudiés; mine Henderson, niveau 1450'



lignes continues = coordonnées UTM, en pieds
 lignes pointillées = coordonnées de la mine, en pieds

Figure 17 : Localisation du secteur étudié; mine Henderson, niveau 1975

ce niveau entre les coordonnées de mine 1,200S à 1,400S. Si des tendances majeures pouvaient être décelées de ce secteur, elles pourraient constituer des outils très précieux en exploration minière.

Le tracé des galeries ainsi que les forages disponibles sont indiqués sur les cartes A1, A2, A3 et A4 fournies en annexes. Les galeries le long desquelles ont été effectués des relevés de fracturation sont également indiquées sur ces cartes. Les murs des galeries ont été préalablement lavés et arpentés avant les relevés. Le choix de l'emplacement de ces relevés a été essentiellement dicté par des conditions d'accessibilité (stabilité, inondations, etc...) et par le souci de couvrir la plus grande surface possible tout en restant dans la zone principale de cisaillement (exception faite du niveau 1450').

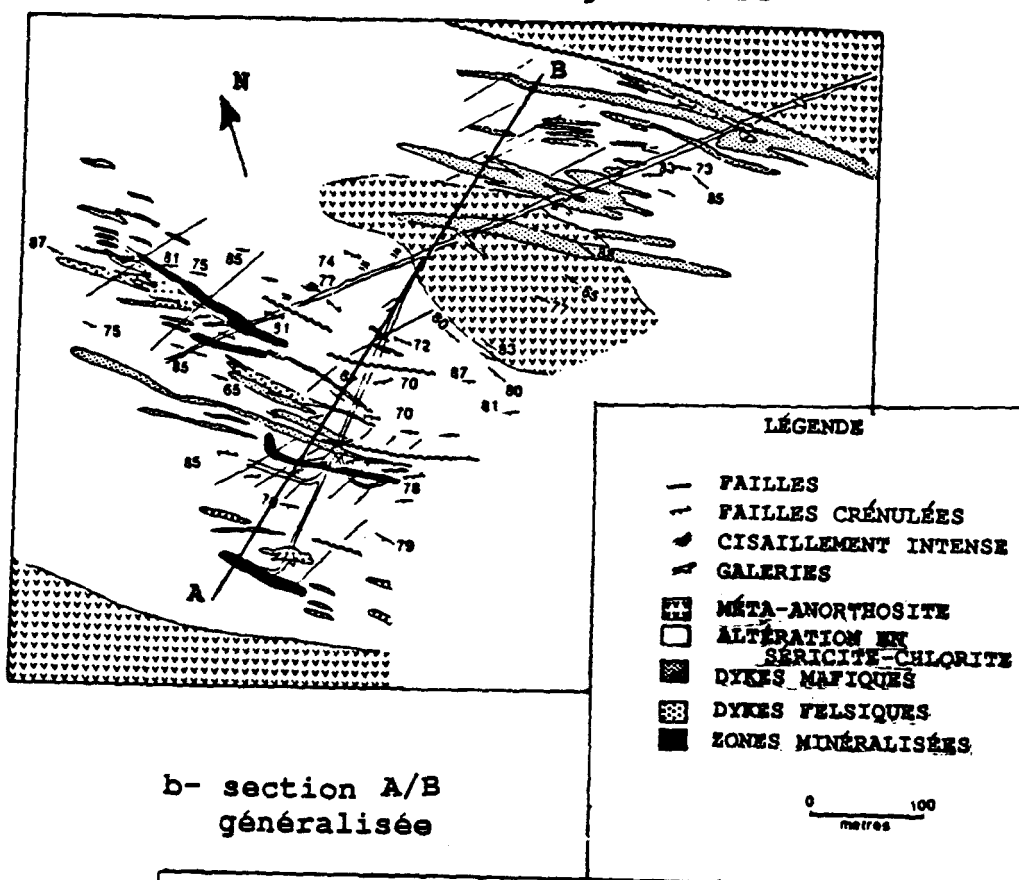
Les forages utilisés sont également reportés et permettent de visualiser la quantité et la répartition de l'information disponible pour chacun des niveaux. Il est à noter que tous ces forages sont sub-horizontaux. Malheureusement, les données de forage disponibles ne contiennent pas d'information sur la fracturation.

4.3.2 Mine Copper Rand

La géologie de la mine Copper Rand a fait l'objet de deux études réalisées par Sutton (1959) et Tremblay (1980). Le gisement est localisé dans une zone de cisaillement de direction N140° à 150° avec un pendage de 50° à 55° vers le sud-ouest. La puissance de ce cisaillement varie de 350 à 425 mètres sur une longueur de 1.5 kilomètres dans la mine (figure 18). Les principaux minéraux d'altération de la séquence originale d'anorthosite et de gabbro sont la séricite, la chlorite, les chloritoïdes (très fréquents) ainsi que des carbonates. Ce cisaillement est recoupé par la faille du Lac Doré, un élément tectonique majeur de la région de Chibougamau (figure 13).

La minéralisation qui se retrouve le long de cette zone de cisaillement est concentrée le long du mur et du toit, en veines dont les dimensions peuvent atteindre plusieurs centaines de mètres de long et plusieurs mètres de large. Ces veines sont généralement associées de façon étroite à des dykes de dimensions comparables et dont la composition varie de felsique (porphyres à phénocristaux de quartz et feldspath) à mafique. Ces dykes sont probablement syn-volcaniques pour la plupart et donc antérieurs à la déformation et à l'épisode de minéralisation. On peut toutefois supposer que ces anciens conduits volcaniques ont

a- plan de niveau généralisé



b- section A/B généralisée

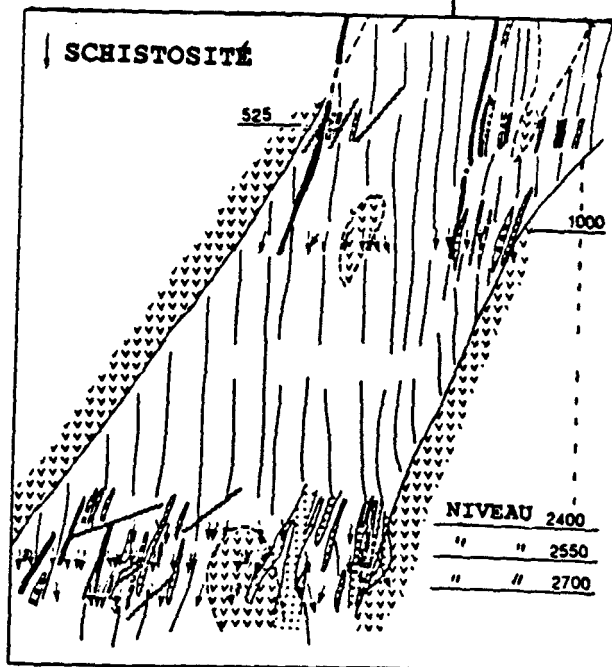


Figure 18 : Géologie générale de la mine Copper Rand
(d'après Archambault et al., 1984)

été réutilisés par la déformation comme des zones préférentielles de faiblesse. Les principaux sulfures sont par ordre décroissant d'abondance la pyrite, la pyrrhotine, la chalcoppyrite, la sphalérite et en faible quantité la galène.

Quatre zones minéralisées économiquement sont généralement identifiées dont trois sont situées dans le mur ("Machine Zone", "Eaton Bay Zone" et "Eaton Zone South") et une dans le toit ("Hanging Wall Zone"), détaillée à la figure 18. Cette dernière est la plus importante et celle qui est actuellement la plus intensément minée. C'est aussi cette structure qui fait l'objet, depuis plusieurs années, de travaux d'exploration en profondeur. Ceux-ci ont permis de découvrir d'importantes réserves, aussi bien en or qu'en cuivre, justifiant une extension de l'exploitation à plus de 4,000' de profondeur. C'est donc dans cette zone que les secteurs d'étude ont été choisis.

Les niveaux supérieurs de la mine n'ont pu être utilisés pour les relevés en raison de la très forte oxydation tardive qui les affecte. Les trois niveaux investigués sont les niveaux 1910', 2200' et 2700' (figures 19, 20 et 21). Les cartes A5, A6 et A7 (annexes) montrent la localisation des lignes de relevés structuraux ainsi que des forages utilisés. Ces forages étaient, là encore, tous sub-horizontaux. On peut

lignes pointillées - coordonnées de la mine, en pieds

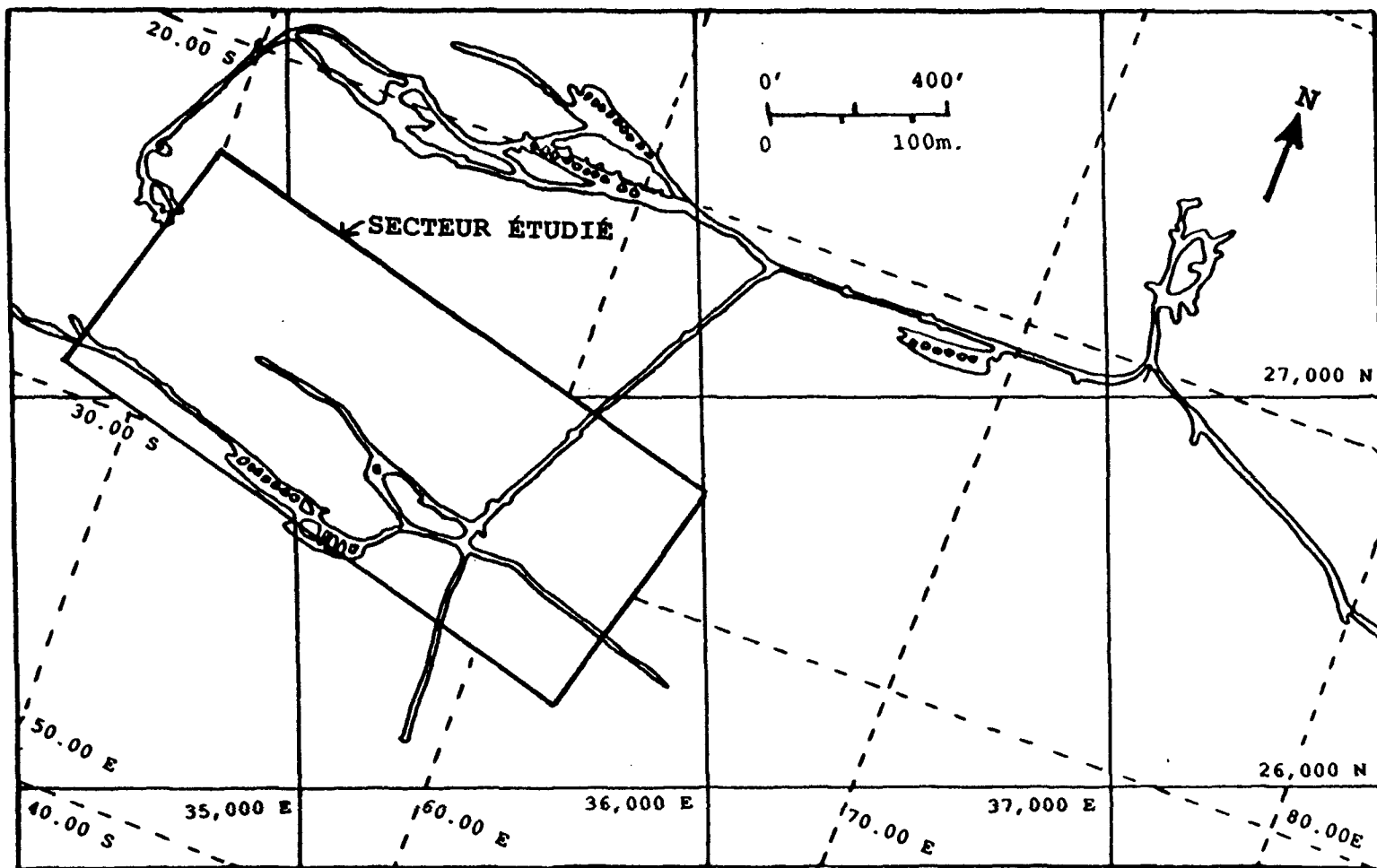
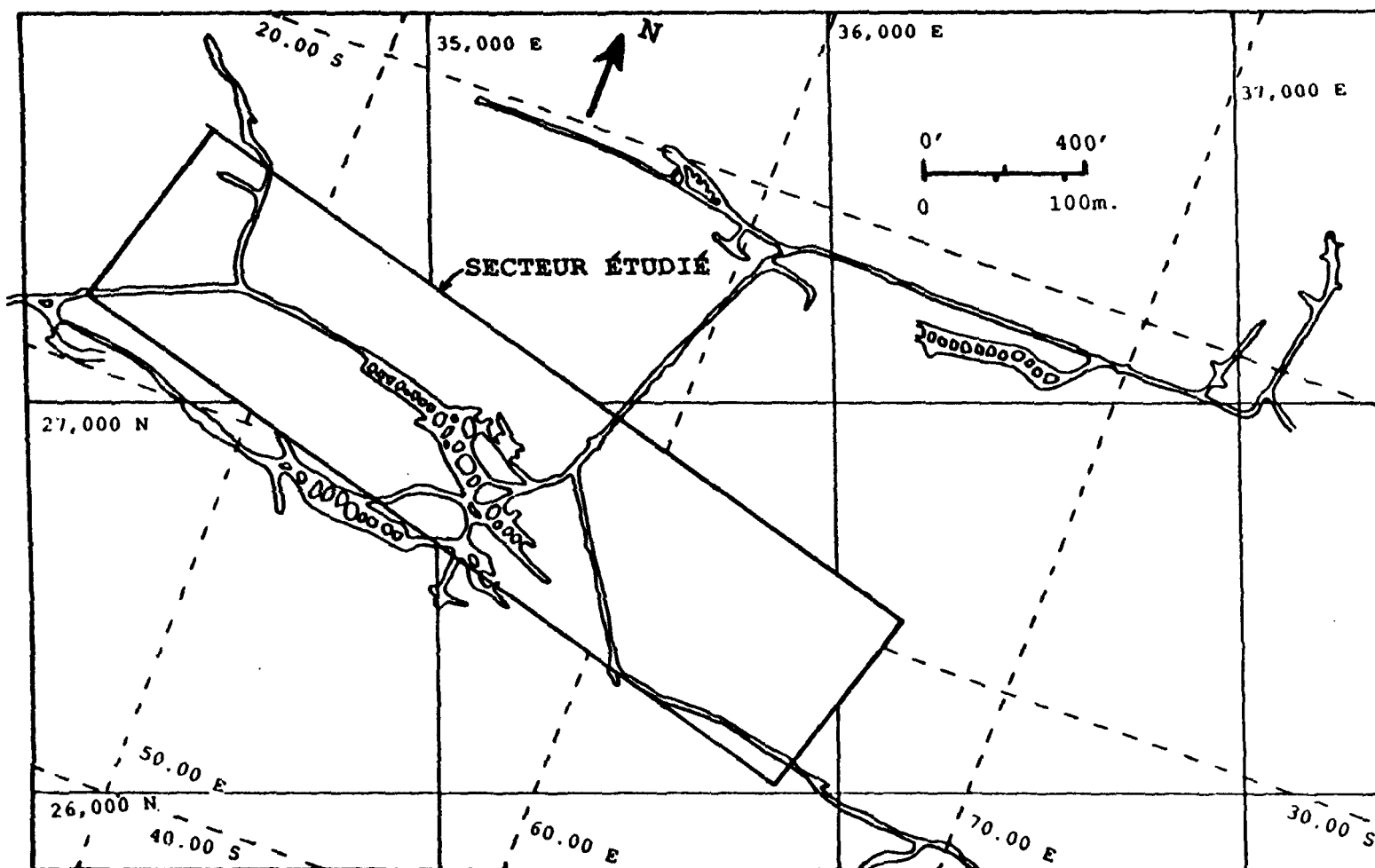
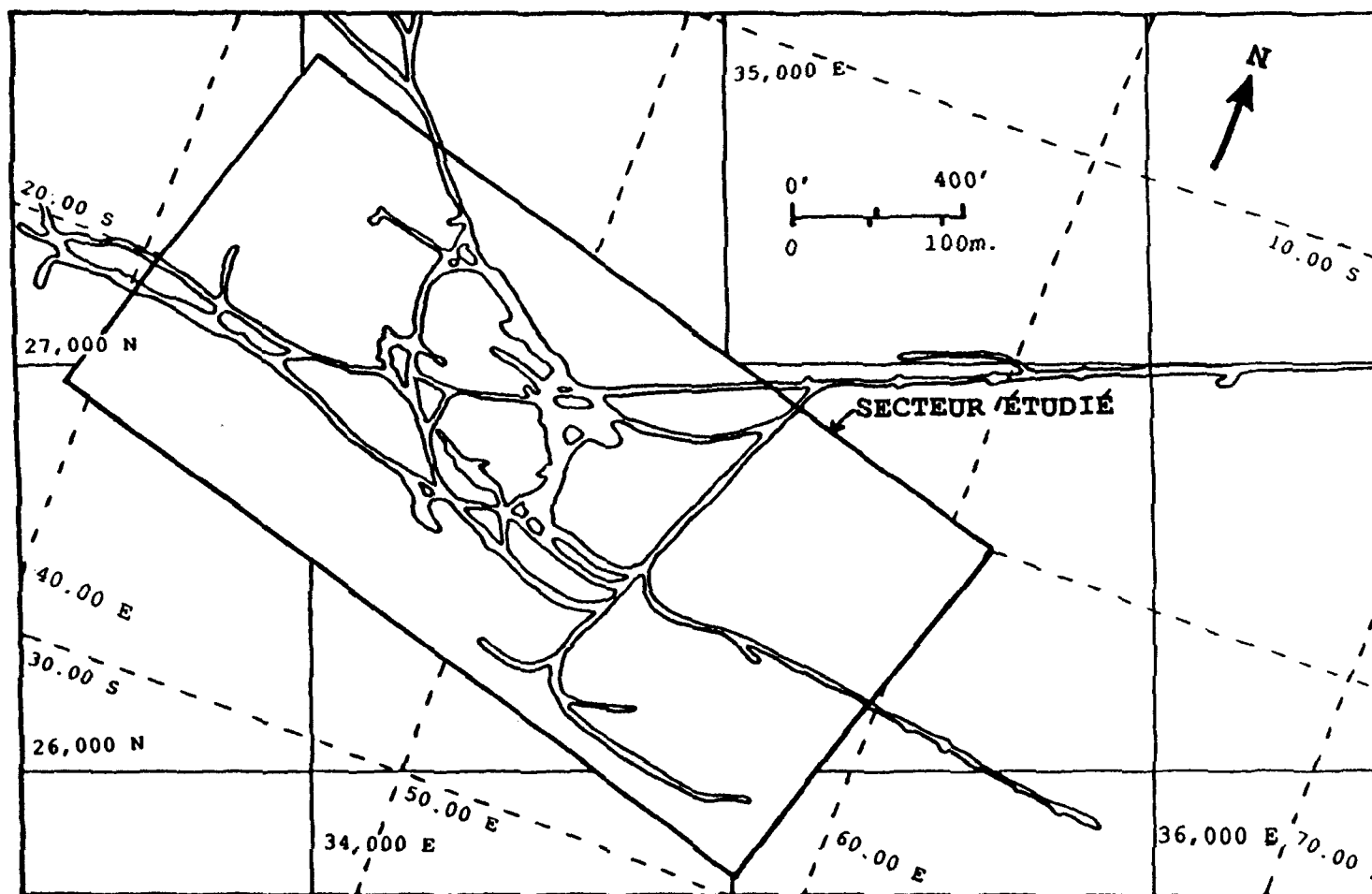


Figure 19 : Localisation du secteur étudié; mine Copper Rand, niveau 1910'



lignes continues = coordonnées UTM, en pieds
 lignes pointillées = coordonnées de la mine, en pieds

Figure 20 : Localisation du secteur étudié; mine Copper Rand, niveau 2200'



lignes continues - coordonnées UTM, en pieds
 lignes pointillées - coordonnées de la mine, en pieds

Figure 21 : Localisation du secteur étudié; mine Copper Rand,
 niveau 2700'

remarquer que contrairement au cas de la mine Henderson les épontes du cisaillement à la mine Copper Rand ne sont pas reconnues avec précision dans la propriété minière. En fait l'anorthosite "fraîche" ne se retrouve qu'accidentellement sous forme de lambeaux tectoniques et n'a donc pas pu être investiguée pour les relevés structuraux.

Le choix des galeries pour les relevés structuraux dans cette mine, a également été dicté par des conditions d'accessibilité. Ainsi, à partir du niveau 2200', les pressions de terrain deviennent très fortes et rendent très rapidement impraticables de nombreuses galeries après leur ouverture. De plus, les murs des galeries ont été recouverts de ciment afin de renforcer leur stabilité. Ce procédé utilisé dès le niveau 2500' a rendu impossible toute étude des niveaux profonds et c'est ce qui explique l'absence de relevés structuraux au niveau 2700' (carte A7). Ce dernier niveau sera tout de même considéré dans cette étude car la cartographie structurale ainsi que les analyses de forages sont disponibles.

5. MÉTHODOLOGIE

Les zones de cisaillement étudiées présentent deux grandes catégories de structures coexistantes. La première catégorie regroupe des structures résultant d'un comportement géomécanique fragile lors de la déformation et dont la distribution spatiale est quantifiée par des techniques statistiques. La deuxième catégorie est représentée par des structures pénétrantes, résultant d'un comportement plus ductile du massif rocheux lors de la déformation. Cette composante ductile est étudiée de manière qualitative, par une cartographie classique.

Le seuil entre déformations ductile et fragile a été facile à fixer car l'épaisseur réelle entre les épontes des zones de déformation passe rapidement de quelques centimètres à plusieurs mètres. Donc, lors des relevés de terrain, les zones de déformation présentant une largeur d'ordre métrique avec une foliation très bien développée ont été classées comme ductiles. Toutefois, ces zones pourraient aussi bien être considérées comme fragiles à une échelle d'étude plus grande.

Dans un premier temps, des relevés de terrain ont été effectués sur les murs de galeries des mines, afin de

collecter systématiquement l'information relative aux paramètres géométriques et génétiques des fractures. Puis, l'ensemble des données structurales disponibles pour les niveaux investigués, a été compilé et informatisé. L'importante quantité de données ainsi recueillies a nécessité l'utilisation d'un logiciel informatique performant au niveau de la gestion des fichiers et de la visualisation des données.

5.1 CARTOGRAPHIE PRÉLIMINAIRE DE LA DÉFORMATION DUCTILE

Les variations d'intensité et d'orientation de la schistosité ont été cartographiées afin d'identifier les structures principales et secondaires de ces zones de cisaillement. Cette cartographie est basée sur la compilation des plans de mine à l'échelle 1":20', ainsi que sur les registres de diagraphie des forages au diamant. De plus, la cartographie des murs et du toit des galeries et des chantiers d'abattage a été vérifiée dans tous les endroits encore accessibles lors des relevés de terrain.

Ces vérifications ont été complétées par une étude des linéations minérales d'étirement et des indicateurs cinématiques (Ramsay et Huber, 1987) tels que les veines en échelons, les structures de boudinage et les stries. La compilation de ces indicateurs ainsi que l'étude de leur

attitude respective par rapport à la schistosité devraient permettre de déterminer les axes principaux de déformation pour les sites étudiés et, possiblement, l'établissement d'une chronologie relative entre les différents événements structuraux.

Cette étude préliminaire, et essentielle, de la composante ductile de la déformation devrait permettre de définir les grands traits structuraux des sites investigués, ainsi que leurs liens génétiques. De plus, en considérant que la nature du comportement géomécanique (ductile ou fragile) est fonction de l'échelle d'observation (Ramsay et Graham, 1970; Cobbold, 1977b), les conclusions de cette première partie pourront être utilisées dans l'interprétation de l'analyse quantitative des fractures.

5.2 ÉTUDE QUANTITATIVE DE LA FRACTURATION

Dans le but de caractériser la distribution spatiale des fractures, des relevés systématiques ont été effectués le long de galeries dans les deux mines étudiées (cartes A1 à A6). Ces relevés ont consisté en un échantillonnage de toutes les fractures dont la longueur dépasse 40 cm. Après un lavage au jet d'eau, les murs ont été quadrillés par une maille carrée de 2 mètres de côté (figure 22). Puis, une série de paramètres géométriques et génétiques ont été relevés sur

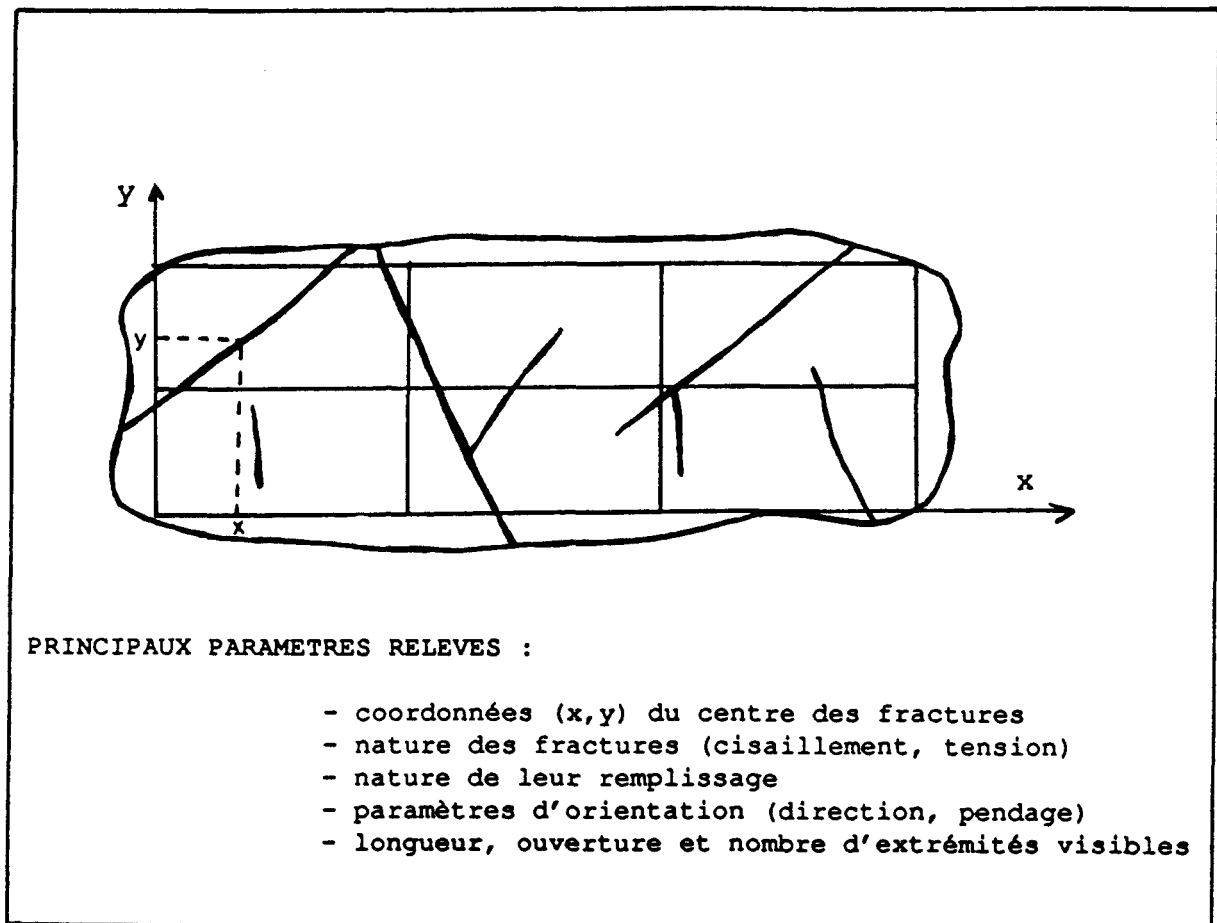


Figure 22 : Exemple de maillage pour l'échantillonnage de fractures le long de galeries de mine

chaque fracture et reportés dans des fichiers qui ont été informatisés par la suite.

Les principaux paramètres géométriques étaient : les coordonnées (x,y) du centre des fractures, leur orientation (direction, pendage), leur longueur, leur ouverture (ou épaisseur) éventuelle et la nature de leurs terminaisons.

Les principaux paramètres génétiques étaient : la nature des fractures (cisaillement, tension) et de leur remplissage éventuel, la présence d'indicateurs cinématiques (stries de glissement, rejets) ainsi que leur mode d'association (en échelon, en relais, en parallèle, etc...).

Les paramètres ainsi relevés ont été utilisés afin de distinguer les différentes familles de fractures et de caractériser la distribution spatiale de chacune d'entre elles. Cette analyse spatiale de la fracturation dans les zones de cisaillement a nécessité le développement d'une méthode statistique appropriée.

L'approche basée sur la notion de densité de fracturation a été préférée à celle basée sur la notion d'espacement entre fractures adjacentes. En effet, l'approche par densité est apparue comme la plus appropriée pour fournir un outil de cartographie de la fracturation et de sa

distribution spatiale dans les zones de cisaillement. Ceci était, rappelons-le, un des objectifs de cette étude. L'approche de densité a également permis de tenir compte de l'épaisseur d'un grand nombre de zones de fracturation à l'origine génétique incertaine.

Il a été mentionné précédemment que la caractérisation de la distribution spatiale de la fracturation dans ces zones de cisaillement permettrait de vérifier et de préciser les modèles géomécaniques existants (Guha et al., 1983 et Archambault et al., 1984) en apportant une validation quantitative. En fait, les champs d'application de la quantification de la distribution spatiale des fractures sont nombreux et diversifiés.

D'un point de vue géomécanique, cette quantification pourra servir à la prévision du découpage des blocs dans l'avancement des travaux souterrains. De plus, la plupart des mines étant soumises à des problèmes d'eau importants, ce type d'étude pourra être utilisé pour l'étude et le contrôle des risques d'inondation et d'infiltration d'eau. Dans cette thèse, l'accent sera mis sur les applications métallogéniques reliées au fort contrôle structural sur la mise en place de la minéralisation dans les gisements du Complexe du Lac Doré.

5.3 ÉTUDE QUANTITATIVE DE LA MINÉRALISATION

5.3.1 Cartographie de l'occurrence des différents minéraux d'altération

On observe fréquemment dans les zones de cisaillement une corrélation spatiale entre l'intensité du cisaillement et les principaux faciès d'altération (Guha et al., 1983; Poulsen, 1983; Robert et al., 1983; Andrews et al., 1986; Roberts, 1986; Sanborn et Schwerdtner, 1986). Cette corrélation est synthétisée pour les gisements du Complexe du Lac Doré à la figure 23 d'après les observations de Guha et Koo (1975).

On peut ainsi distinguer trois principaux faciès d'altération de l'anorthosite, des épontes vers le coeur de la zone de cisaillement. L'importance relative de ces faciès est très variable d'une zone de cisaillement à l'autre. Elle dépend de nombreux facteurs dont notamment les variations initiales dans la minéralogie de la roche mère et la chimie des fluides hydrothermaux.

Le premier faciès correspond en fait à la roche mère, c'est à dire au gabbro anorthositique du Complexe du Lac Doré, affecté uniquement par le métamorphisme régional (faciès schistes verts modéré). Minéralogiquement, ce méta-gabbro est

Minéraux caractéristiques de l'anorthosite 'fraîche' :
Phénocristaux : Plagioclases
Matrice : Pyroxènes Ilménite

Dans le cas des gisements du Complexe du Lac Doré associés aux zones de cisaillement, on retrouve cette anorthosite sous quatre faciès d'altération :

Meta-anorthosite résultant du métamorphisme régional	Schistes à sulfures à séricite dominante	Schistes à sulfures à chlorite dominante	Veines hydrothermales
Albite Zoisite Chlorite magnésienne	Séricite Quartz Carbonates (Ankérite, Calcite Sidérite, Dolomite)	Chlorite ferrifère Quartz Carbonates (Ankérite, Calcite Sidérite, Dolomite)	Carbonates (Ankérite, Calcite Sidérite, Dolomite) Quartz Sulfures (Pyrite, Chalco- pyrite, Pyrrothite)
Leucoxène	Sulfures (Pyrite, Chalco- pyrite, Pyrrothite) Chlorite ferrifère	Sulfures (Pyrite, Chalco- pyrite, Pyrrothite) Séricite	Séricite et / ou Chlorite ferrifère
faible déformation marquée par la schistosité régionale uniquement	foliation bien développée qui définie les épointes de la zone de cisaillement	foliation intense qui caractérise le coeur de la zone de cisaillement	Zone de dilatance ou le relâchement des contraintes favorise la circulation des fluides hydrothermaux

Figure 23 : Typologie des faciès d'altération des gisements du Complexe du Lac Doré (d'après Guha et Koo, 1975)

marqué par la présence d'albite et de zoïsite résultant de l'altération des phénocristaux de plagioclase, ainsi que par la transformation des pyroxènes et de l'ilménite respectivement en chlorite magnésienne et en leucoxène.

Puis, le deuxième faciès est marqué par la forte abondance de carbonates (surtout l'ankérite et la calcite) et la dominance de la séricite sur la chlorite ferrifère. L'intensité de la schistosité varie généralement de moyenne à forte, donnant fréquemment à la roche un aspect rubané en raison du comportement mécanique de la séricite et de la présence de bandes de sulfures en alternance avec des horizons riches en séricite-quartz-carbonates. On y retrouve généralement de nombreuses veines de quartz-carbonates, avec souvent une quantité variable de sulfures, reliées à l'activité hydrothermale.

L'assemblage caractéristique du troisième faciès est marqué par l'abondance d'ankérite et de calcite et par la dominance de la chlorite ferrifère sur la séricite. Il est aussi fréquent de retrouver du quartz et des sulfures. Cette zone est marquée par une réduction de la taille des grains et par un développement de la schistosité. Ce faciès, comme le précédent, est affecté par l'activité hydrothermale. On y retrouve donc fréquemment les veines de quartz-carbonates-sulfures. Sa présence est un excellent indice en exploration.

Enfin, la minéralisation proprement dite, présente des quantités variables de carbonates, de sulfures, de chlorite et de séricite. Ce dernier contexte est marqué par un faible développement de la schistosité, parallèle au cisaillement. Les principaux sulfures sont la pyrite, la chalcoppyrite et la pyrrothine, bien que l'on retrouve à l'occasion de la sphalérite et de la galène.

Une cartographie des assemblages minéralogiques de chacune des deux mines a donc été faite afin de vérifier ce modèle. Il s'agissait d'étudier plus particulièrement la continuité spatiale des phénomènes observés, et éventuellement de caractériser des variations locales.

5.3.2 Etude de la distribution spatiale des teneurs

Cette étude a été réalisée en utilisant l'ensemble des analyses des carottes de forage au diamant effectuées dans les secteurs étudiés. Les éléments analysés étaient l'or, le cuivre, et parfois l'argent et le zinc. Ces deux derniers éléments, bien qu'ils ne présentent pas une importance économique dans les gisements, ont été étudiés dans le but de mieux comprendre la distribution spatiale de l'ensemble de la minéralisation. Les analyses ont été réalisées par "fire assays" sur des longueurs de carotte variant de 0.3 à 2

mètres. Il a donc été nécessaire de standardiser ces analyses pour une longueur de carotte uniforme, le "support" de l'analyse.

L'approche utilisée pour l'analyse statistique de ces données peut se diviser en deux phases. Dans un premier temps, chaque élément est étudié séparément. Cette phase doit débiter par la construction des histogrammes de fréquences et cumulatifs pour chaque élément. Il s'agit ensuite d'étudier les variations de niveau en niveau pour chacune des mines. Il est intéressant finalement d'analyser les corrélations entre ces éléments et l'évolution spatiale de ces corrélations.

Dans un deuxième temps, la distribution spatiale des teneurs sera analysée en favorisant une approche statistique qui tient compte de la structuration spatiale de la minéralisation. Cette dernière étude est réduite aux éléments les plus caractéristiques, en utilisant par exemple les résultats des études de corrélation.

5.3.3 Quantification des relations spatiales entre structures et minéralisations

Tout d'abord, les cartographies des assemblages minéralogiques et des variations d'intensité de la déformation permettront de tester les modèles métallogéniques

proposés par Guha et al. (1983) et Archambault et al. (1984) pour ces deux mines. De plus, cette partie de l'étude permettra de préciser la continuité spatiale des phénomènes étudiés pour ces modèles.

Puis une sélection des variables structurales et minéralogiques les plus significatives sera effectuée afin de concentrer l'étude sur les aspects les plus importants concernant l'exploration dans ces gisements. Les critères de sélection seront définis à partir des études préalables de la distribution spatiale des fractures et des teneurs. En fonction de la nature et de la quantité des variables choisies, il sera important également de sélectionner les techniques d'analyses multivariées les mieux adaptées (coefficient de corrélation, analyse en composantes principales, etc...).

Enfin, la synthèse des résultats aboutira à la définition d'outils de prospection minière tout en quantifiant les incertitudes reliés à leur utilisation.

6. CONCLUSIONS

Le manque de précision et de quantification des modèles géomécaniques existants dans les zones de cisaillement affectant les ceintures de roches vertes archéennes rend nécessaire le développement de nouveaux outils de caractérisation spatiale de la fracturation. Ces outils devront être basés sur une approche probabiliste qui permet de tenir compte des particularités génétiques et géométriques de ce type de contexte structural.

Deux mines, localisées dans le Complexe du Lac Doré, ont été choisies pour servir de supports à cette étude. Elles correspondent à deux contextes structuraux typiques de cette région minière. Dans chacune des mines, l'étude porte plus sur trois niveaux équidistants dans chacune des mines afin de caractériser l'évolution en trois dimensions de la fracturation.

Parallèlement, la distribution des teneurs ainsi que la cartographie des assemblages minéralogiques et de la composante ductile de la déformation permettront d'établir des corrélations qualitatives et quantitatives entre paramètres structuraux et géochimiques. Cette étude aboutira

ainsi à la définition de nouveaux outils de prospection et à la quantification des incertitudes d'utilisation.

PARTIE II
ÉTUDE DE LA DISTRIBUTION
SPATIALE DE LA DÉFORMATION

1. INTRODUCTION

La limite entre cisaillements fragiles et ductiles est souvent floue et on peut évidemment retrouver tous les intermédiaires entre ces deux pôles. Dans le cas des mines Henderson et Copper Rand, les zones de fracturation présentent une puissance n'excédant pas quelques décimètres. Les structures d'échelle métrique assimilée à une déformation ductile, ont été cartographiées en relevant les variations d'intensité et d'orientation de la schistosité, en cartographiant les dykes et les veines associées à la genèse de la zone de cisaillement, et en compilant les indicateurs cinématiques, tels les linéations, les plis d'entraînement, etc...

Pour l'étude de la distribution spatiale de la fracturation, l'approche par densité a été choisie en raison des objectifs de l'étude et des particularités morphologiques des zones de cisaillement. Enfin, les résultats obtenus pour les deux composantes de la déformation seront confrontés aux

modèles géomécaniques existants (Archambault et al., 1984; Guha et al., 1983).

2. CARTOGRAPHIE DE LA DÉFORMATION DUCTILE

La cartographie de la déformation ductile a été réalisée pour chacun des sites d'investigation. Sept cartes sont présentées en annexe (B1 à B7). Ces synthèses structurales ont été réalisées en se basant sur la cartographie au 1":20' des galeries et des chantiers de chacune des mines, vérifiée systématiquement lors des relevés de terrain, ainsi que sur les journaux de sondages.

2.1 INTENSITÉ ET ORIENTATION DE LA SCHISTOSITÉ

2.1.1 Intensité

L'intensité de la schistosité a été mesurée qualitativement à partir des relevés de terrain, des journaux de sondages et de la cartographie structurale effectuée antérieurement dans des galeries et des chantiers. La typologie structurale et métamorphique est basée sur la classification utilisée par les compagnies minières exploitant le Complexe du Lac Dorée. On distingue des zones

1) d'intense foliation, 2) de foliation bien développée, 3) d'anorthosite affectée uniquement par le métamorphisme régional et, enfin, 4) de veines de dilatation riches en quartz-carbonates et généralement minéralisées (cartes B1 à B7).

A la mine Henderson, la zone principale de cisaillement présente une augmentation de l'intensité de la foliation vers son centre. Elle se marque par un découpage intense du massif rocheux. Cette zone d'intense foliation est présente dans chacun des sites étudiés, exceptée la zone 2 du niveau 1450' située au sud du cisaillement Henderson-Portage. Dans le cas de la mine Copper Rand, l'évolution de l'intensité de la schistosité semble moins concentrique que dans le cas de la mine Henderson et présente une alternance de zones à foliation plus ou moins intense.

L'étude de l'intensité de la schistosité souligne l'existence de zones de dilatance, c'est-à-dire d'ouverture ou de relâchement de la déformation au coeur des zones d'intense foliation. Ceci semble corroborer le modèle de chevauchement-dilatance proposé par Ladanyi et Archambault (1970) et Guha et al. (1983). Ce modèle (figure 9) pourrait en effet expliquer la présence des veines hydrothermales minéralisées que l'on retrouve à tous les niveaux.

On peut enfin remarquer la présence de lambeaux d'anorthosite fraîche sur plusieurs niveaux (zone 2 au niveau 1450' de la mine Henderson, niveaux 2200' et 2700' de la mine Copper Rand). Ces lambeaux peuvent être expliqués par une modification locale des contraintes lors du développement du cisaillement ou encore par des variations de composition minéralogique de la roche mère. Ces lambeaux caractérisent le phénomène d'anastomoses décrit par Archambault et al. (1990) pour toute la ceinture de l'Abitibi . On peut remarquer ici, que le terme "anorthosite fraîche" est utilisé de manière abusive pour qualifier la méta-anorthosite résultant du métamorphisme régional. Ce terme sera néanmoins utilisé dans le reste de l'étude afin de demeurer concordant avec les classifications des compagnies minières.

2.1.2 Orientation

On observe peu de variation dans le pendage de la schistosité sur un même niveau. D'un niveau à l'autre, on observe une augmentation du pendage avec la profondeur dans le cas de la mine Henderson. Le pendage moyen passe en effet de 50 à environ 75 degrés vers le sud-ouest du niveau 1025' au niveau 1975'. Dans le cas de la mine Copper Rand, en revanche, le pendage varie très peu.

Les variations dans la direction de la schistosité soulignent la présence d'un cisaillement principal et de ramifications subsidiaires associées (figures 24 et 25). Dans le cas de la mine Henderson, on observe à l'échelle de chaque niveau des structures subsidiaires d'orientation nord-sud et surtout est-ouest. Ces structures semblent être l'expression à plus petite échelle des zones A et D à l'échelle de la mine. On retrouve d'ailleurs la signature de la zone D au niveau 1025' et plus faiblement au niveau 1450' (cartes B1 et B2). La schistosité principale n'est recoupée par aucune autre structure importante.

Dans le cas de la mine Copper Rand, on observe plutôt un patron en anastomoses de structures, défini par les zones d'intense foliation, dont l'orientation générale suit la direction du cisaillement (cartes B5 à B7). Ce phénomène se retrouve à chacun des trois niveaux mais avec une importance variable. Il semble y avoir un éclatement de la zone principale de déformation en profondeur alors que la largeur même du cisaillement augmente du niveau 1910' au niveau 2700'.

Le développement d'un patron en anastomose lors de la genèse d'une zone de cisaillement est un phénomène qui se répète à différentes échelles (Archambault et al., 1990). Ces derniers ont en effet observé qu'on pouvait mettre en

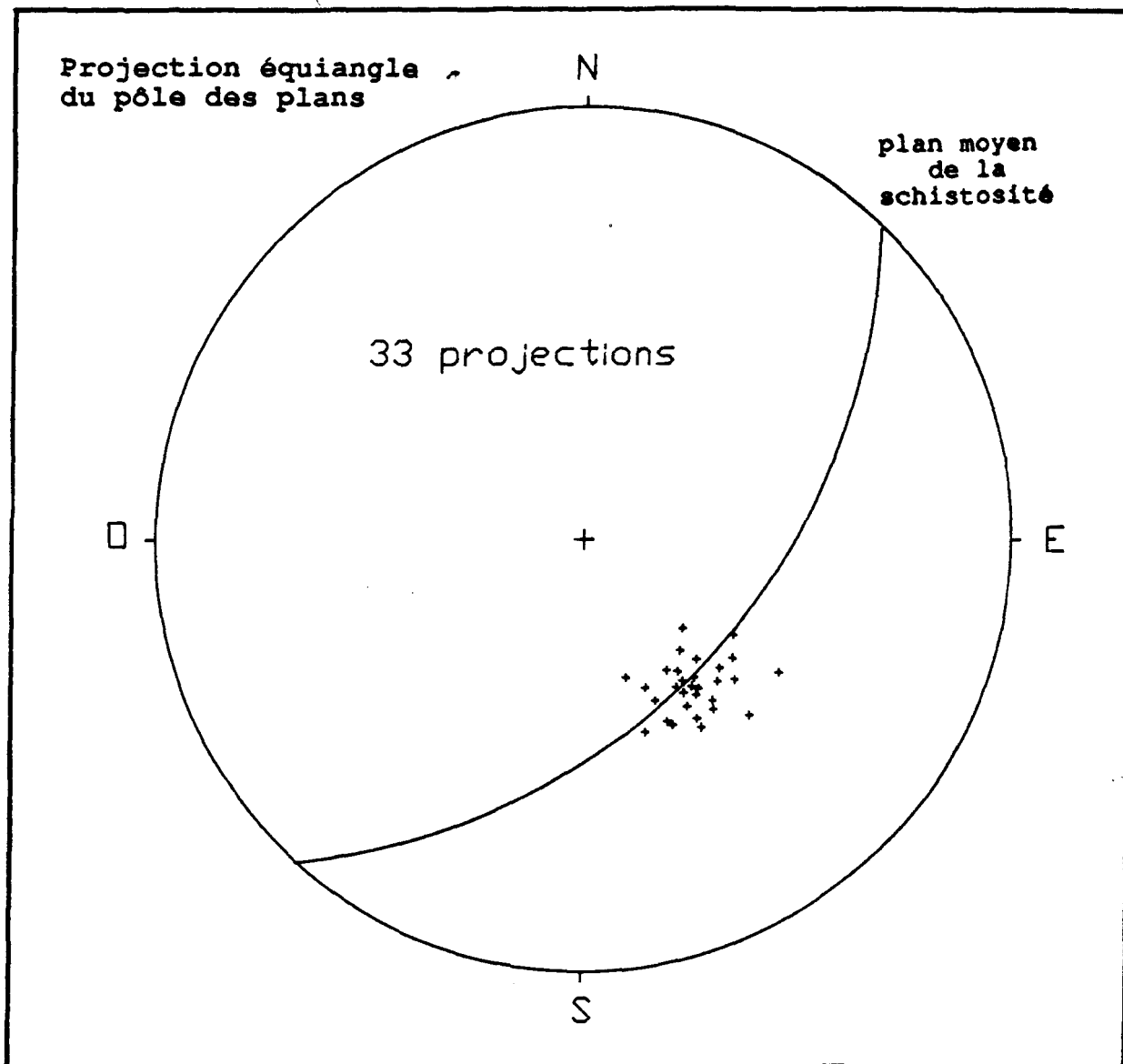


Figure 24 : Orientation de la schistosité à la mine Henderson

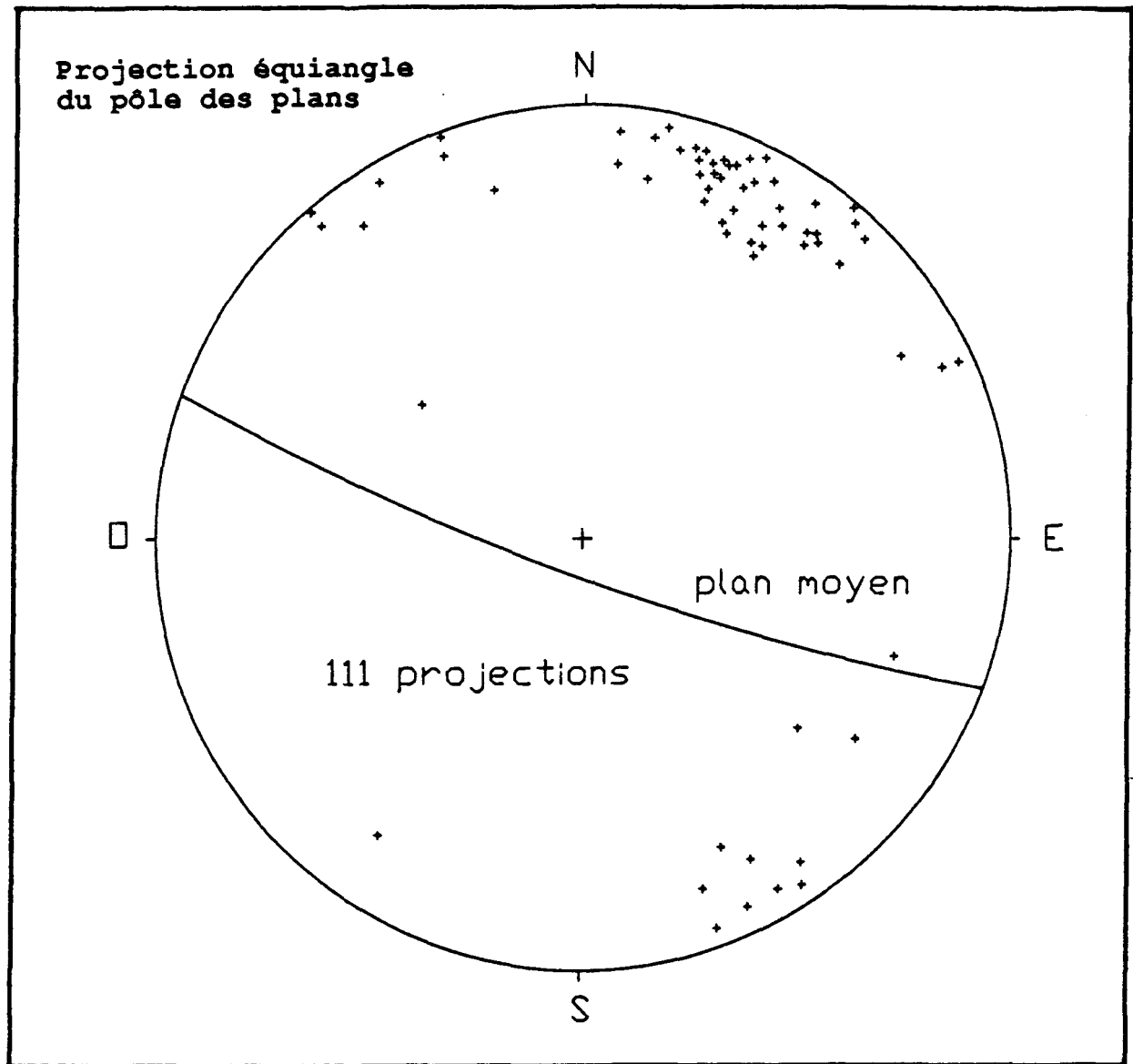


Figure 25 : Orientation de la schistosité à la mine Copper Rand

évidence de tels patrons, aussi bien pour l'ensemble de la ceinture de roches vertes de l'Abitibi qu'à l'échelle d'une lame mince.

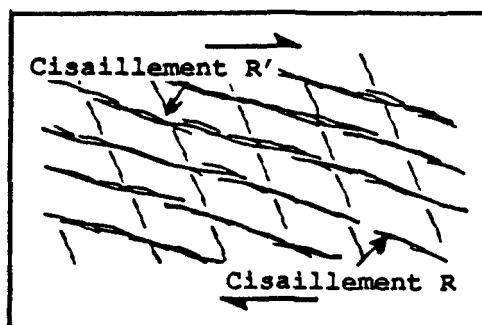
Archambault et al. (1990) expliquent le développement des anastomoses à partir des modèles de Morgernstern et Tchalenko (1967) et de Mandl et al. (1977), entre autres, le découpage du massif rocheux étant réalisé par le recoupement des cisaillements secondaires de type R et P (figure 26). Les observations de déformation en un point sont donc difficilement utilisables pour la détermination des contraintes responsables de l'ensemble de la zone de cisaillement.

La schistosité principale est, d'autre part, recoupée par des cisaillements de dimensions réduites et d'orientation nord-est à pendage sub-vertical. Leur fréquence semble augmenter vers l'ouest à proximité de la faille du Lac Doré (figure 13).

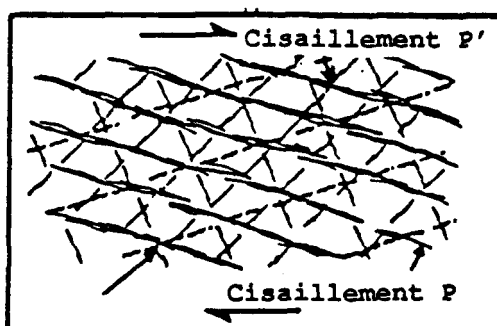
2.2 CARTOGRAPHIE DES DYKES

La cartographie des dykes revêt une importance différente pour les deux mines. En effet, dans le cas de la mine Henderson, les dykes sont peu nombreux et très rarement présents dans la zone principale de déformation. Ils ont

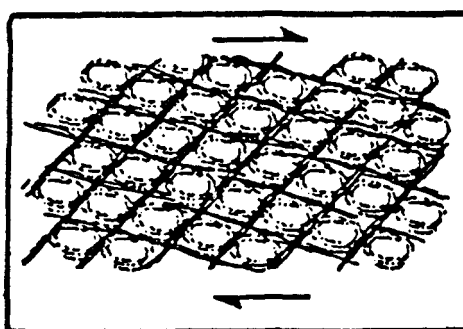
a- Développement des cisaillements de Riedel



b- Développement des cisaillements de type P



c- Développement d'un patron en anastomose



Les dénominations "cisaillements R, R', P et P'" font références au modèle géomécanique de la figure 5

Figure 26 : Modèle de formation des patrons de structures anastomosées (d'après Archambault et al., 1990)

uniquement été cartographiés au niveau 1450'. De plus, ils ne semblent pas reliés à la genèse du cisaillement Henderson-Portage et ne présentent aucune association spatiale avec les principales veines minéralisées. Cette caractéristique distingue le gisement Henderson de tous les autres gîtes du Complexe du Lac Doré.

Dans le cas de la mine Copper Rand, on observe une excellente corrélation spatiale entre la zone principale de déformation et la localisation des dykes. En fait les dykes sont très étroitement associés aux veines minéralisées. Ils jouent d'ailleurs un rôle très important depuis longtemps en exploration dans le Complexe du Lac Doré. Ils semblent pour la plupart, liés à la mise en place du pluton de Chibougamau (Allard, 1976).

Les dykes sont donc syn-volcaniques et pré-cinématiques. Leur association spatiale avec la minéralisation est probablement due à leur comportement plus fragile que la roche encaissante lors du développement de la zone de cisaillement. Ceci a facilité la circulation des fluides hydrothermaux. On ne peut toutefois pas écarter la possibilité que certains de ces dykes soient génétiquement liés à la zone de cisaillement Copper Rand.

2.3 LINÉATION MINÉRALE D'ÉTIREMENT

La linéation minérale d'étirement a été mesurée de manière systématique lors des relevés de terrain. Ces mesures furent toujours prises sur le plan de la schistosité. Les minéraux qui ont servi de support à ces mesures pouvaient aussi bien être des fantômes des phénocristaux de plagioclase, des grains de séricite, de chlorite, de quartz ou de pyrite.

Les résultats compilés pour chacune des deux mines sont présentés aux figures 27 et 28. Dans les deux mines, la linéation a une attitude sub-verticale, présentant un fort angle de chute dans le plan de la schistosité. Cet angle atteint de 70 à 85 degrés dans le deuxième cadran à la mine Henderson et dans le troisième cadran à la mine Copper Rand.

2.4 INDICATEURS CINÉMATIQUES

Concernant les autres linéations, notamment les stries de glissement, elles ne présentent pas de consistance à l'échelle des niveaux. De plus, leur origine étant très incertaine, elles ne seront pas considérées ici. De même, les

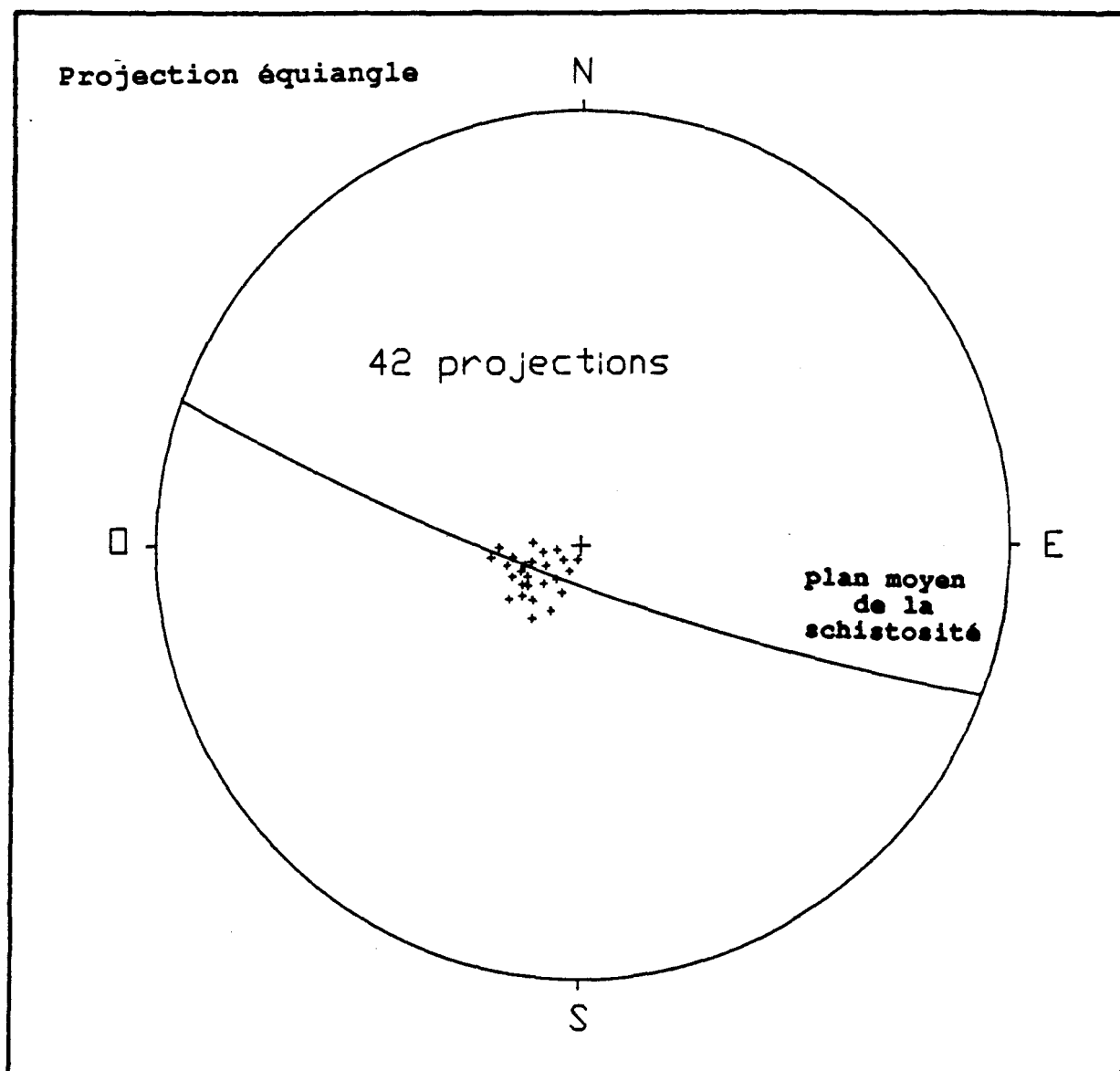


Figure 27 : Orientation de la linéation minérale d'étirement
à la mine Henderson

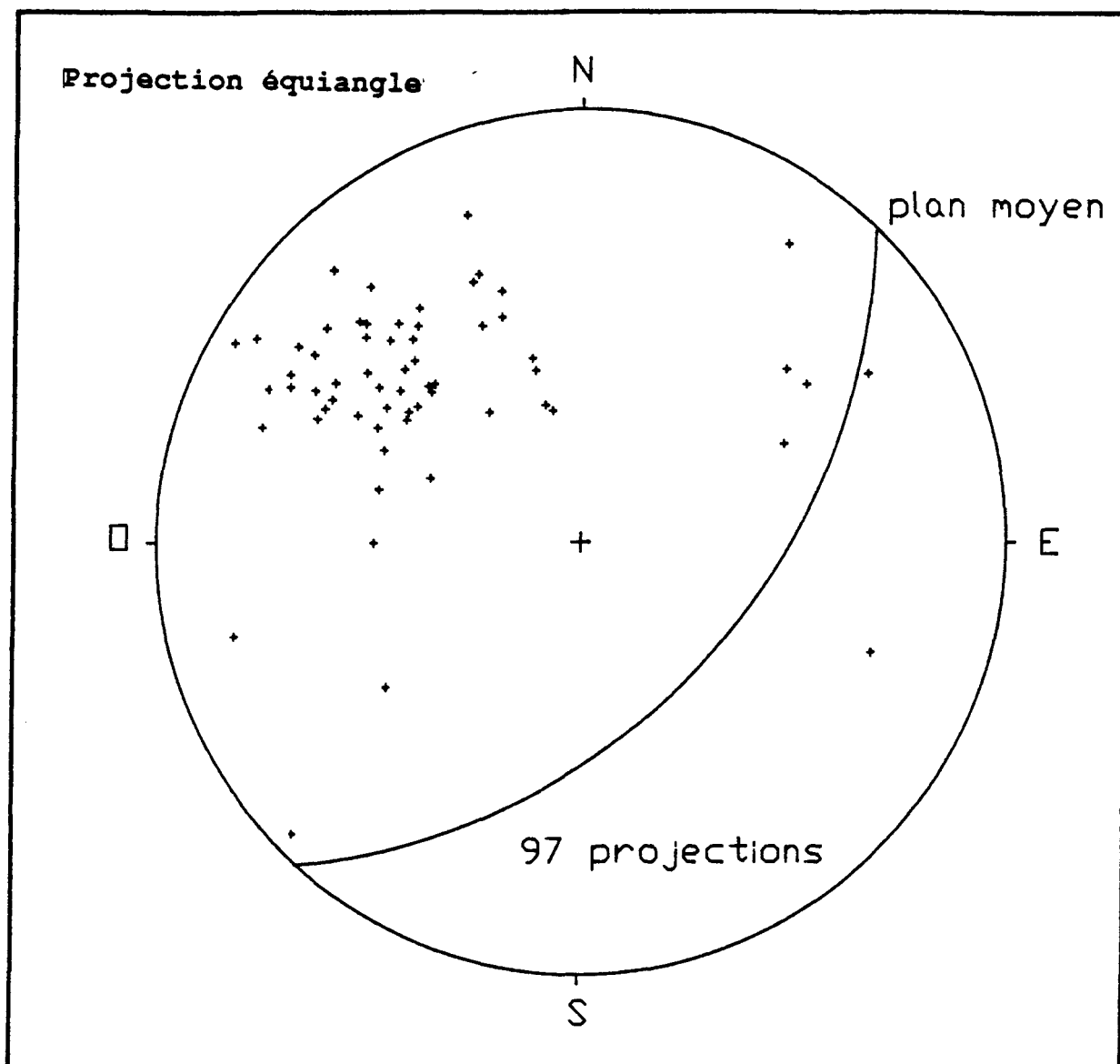


Figure 28 : Orientation de la linéation minérale à la mine
Copper Rand

plis d'entraînement observés localement sont de dimensions très réduites et ne présentent pas de consistance pour un même niveau.

Enfin, l'étude de l'orientation relative de la schistosité et des réseaux de veines en échelons, par rapport à la direction de la zone de cisaillement peut être utilisée comme indicateur cinématique (Ramsay, 1980; Roberts, 1986). Pour l'attitude de la schistosité, le développement des fabriques C-S est résumé à la figure 29. La détermination du plan C est basée sur l'orientation moyenne des épontes du cisaillement à la mine Henderson. A la mine Copper Rand, l'absence d'épontes bien différenciées rend difficile la détermination du plan C. L'orientation générale de la zone "Hanging wall" (qui s'étend sur plusieurs kilomètres dans la direction N120°) a été utilisée dans ce cas à défaut de meilleur indicateur.

Dans les deux mines, un angle d'une dizaine de degrés entre la direction moyenne de la schistosité et celle du cisaillement peut être observé (angle O' de Ramsay et Graham, 1970; figures 30 et 31). En pendage, une différence comparable a été relevée par Archambault et al. (1984) pour la mine Copper Rand et par Guha et al. (1983) pour la mine Henderson. La précision de ces relations reste cependant reliée à l'indétermination dans la définition du plan C,

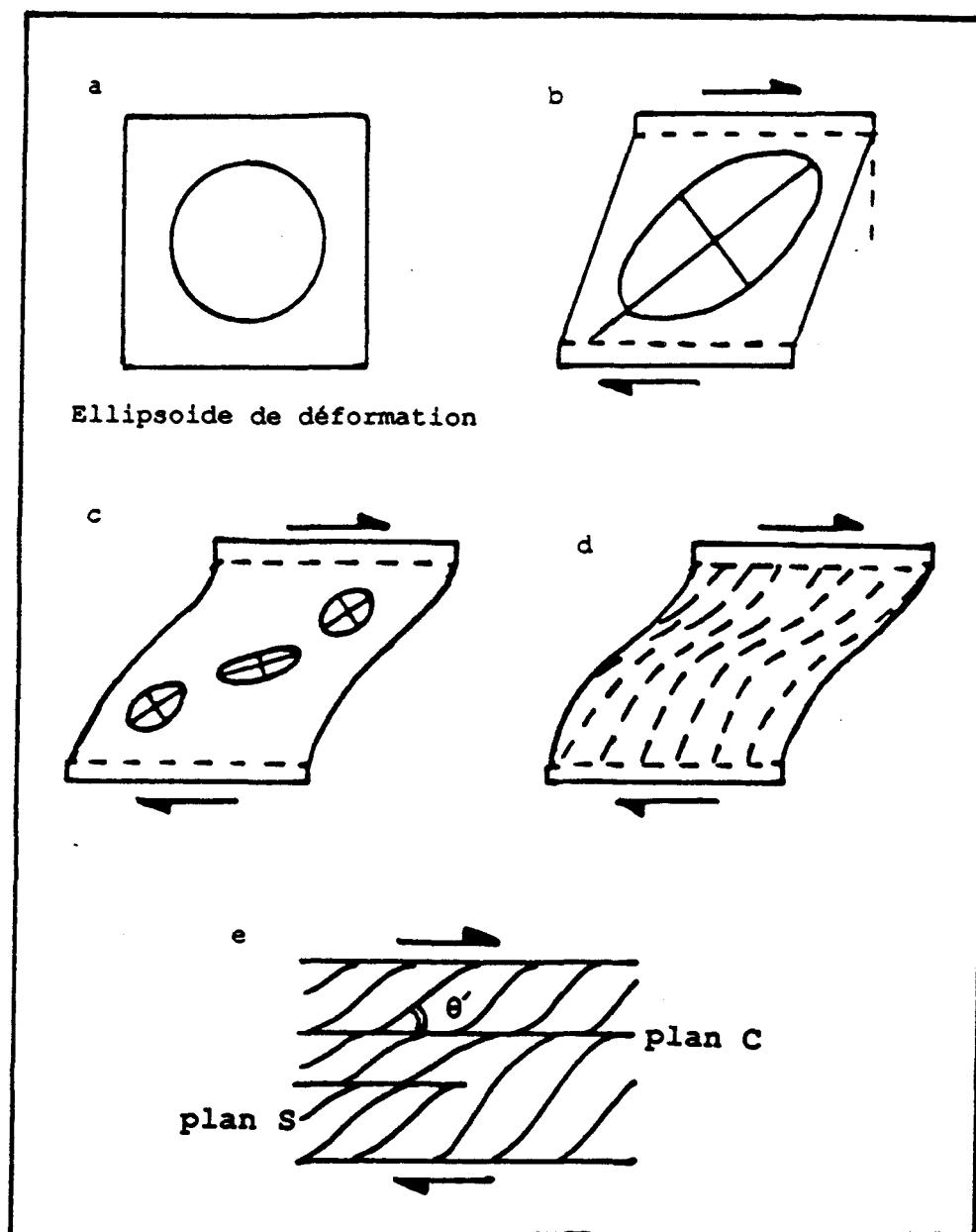


Figure 29 : Développement en cinq étapes d'une fabrique C-S dans le cas d'un cisaillement fragile-ductile (d'après Ramsay et Huber, 1987)

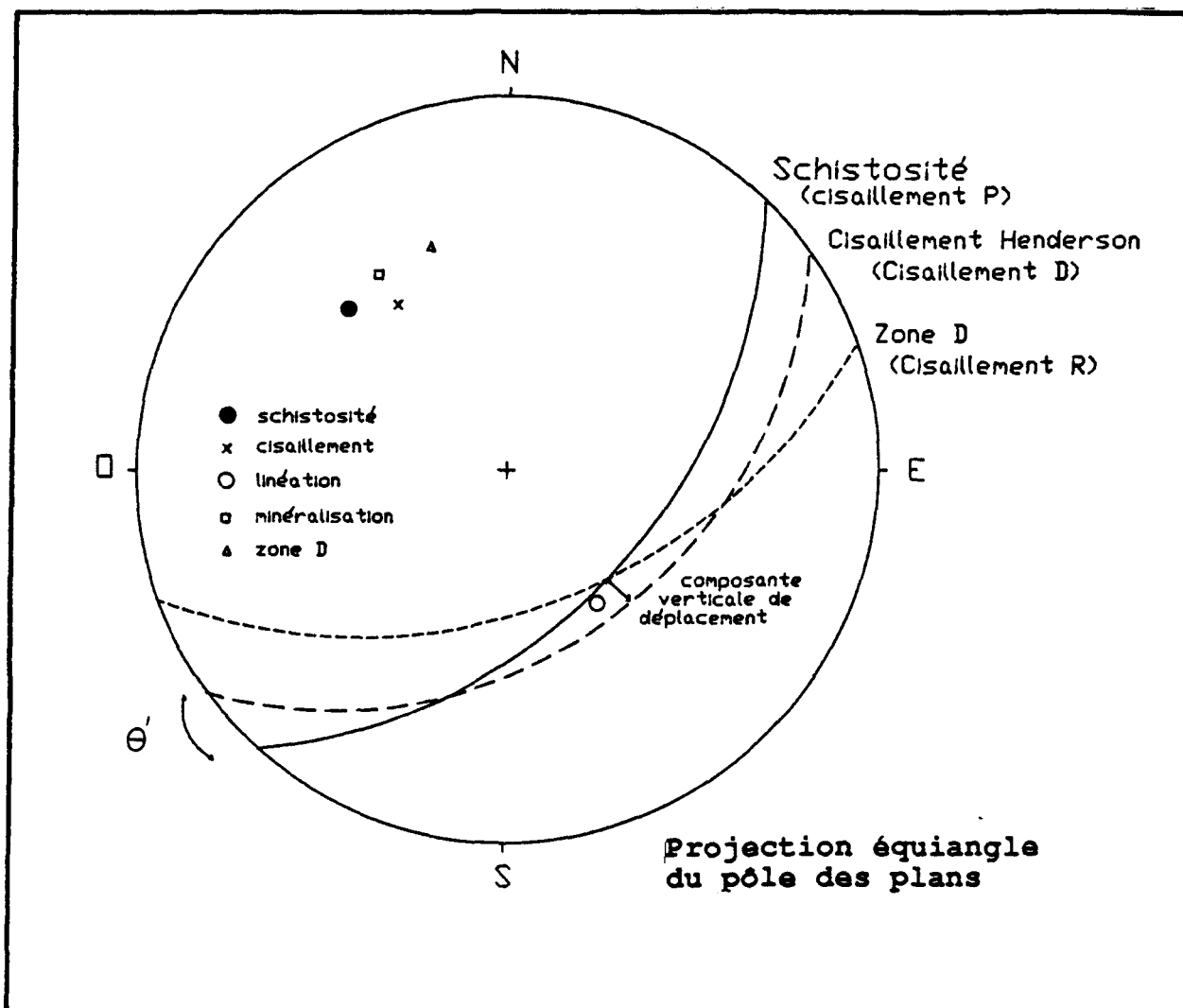


Figure 30 : Synthèse structurale de la mine Henderson.

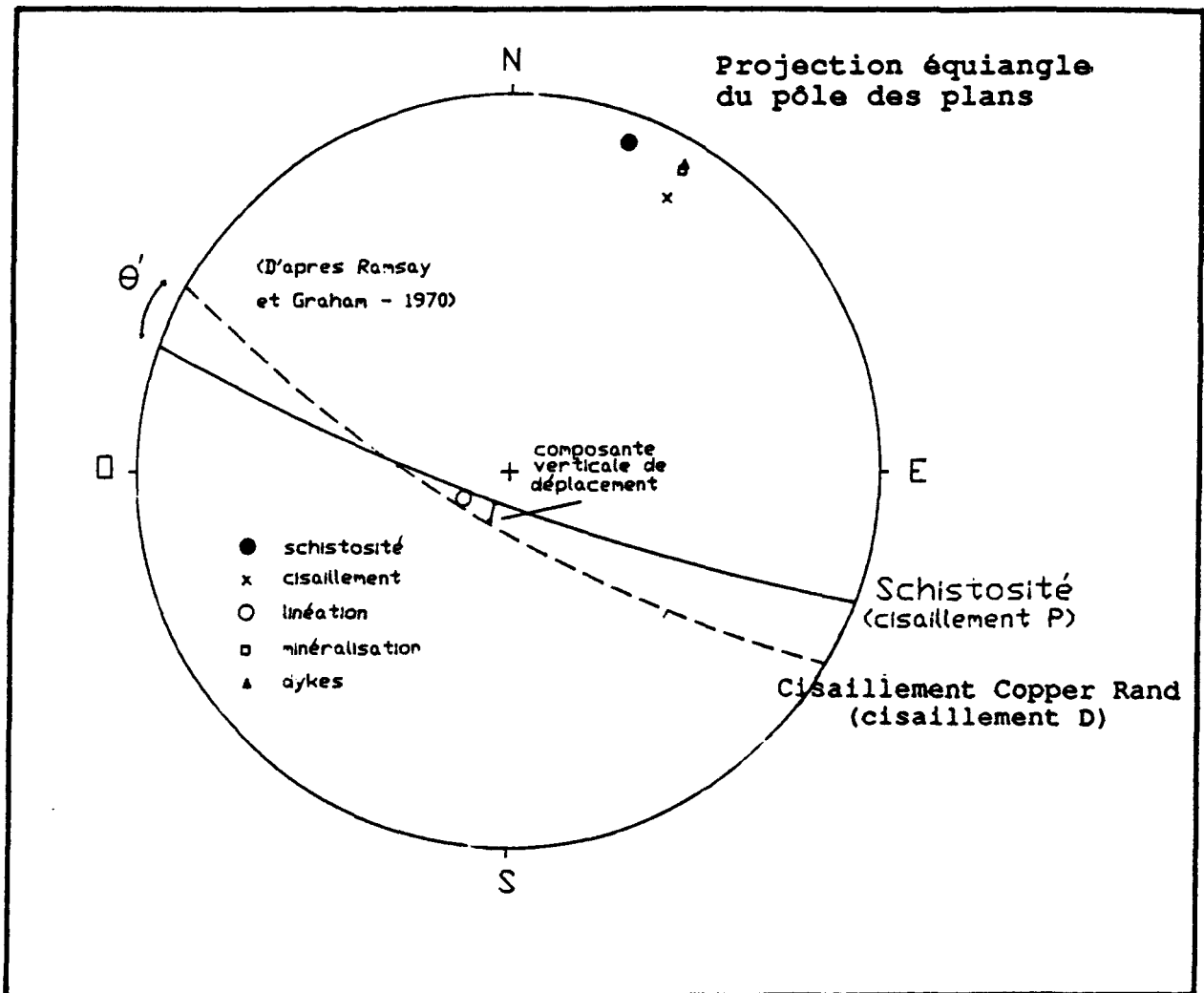


Figure 31 : Synthèse structurale de la mine Copper Rand

c'est-à-dire de la direction des épontes du cisaillement. La faiblesse de l'angle 0 dans le cas de ces deux mines rend très spéculative toute interprétation de ces résultats.

2.5 SYNTHÈSE

L'ensemble des observations précédentes conduit aux conclusions suivantes pour les deux mines.

2.5.1 Mine Henderson

Une synthèse des observations précédentes pour la mine Henderson est présentée sous forme d'un diagramme stéréographique à la figure 30. L'étude de l'orientation et de l'intensité de la schistosité sur les trois niveaux souligne la présence d'un cisaillement principal et de structures subsidiaires dont l'importance varie d'un niveau à l'autre. Ces structures s'accommodent toutefois très bien du modèle de Guha et al. (1983) basé sur les travaux expérimentaux de Morgenstern et Tchalenko (1967). On retrouve ainsi les principaux traits du modèle, soit les cisaillements de type R, P et D (figures 5 et 30).

Les épontes de la zone principale de cisaillement, la zone B, présentent une direction moyenne de N50 à 60° et un pendage de 50 à 60 degrés en moyenne vers le sud-est. La

schistosité moyenne à l'intérieur de cette zone principale passe de $N45^{\circ}/55^{\circ}E$ au niveau 1025' à $N55^{\circ}/75^{\circ}E$ au niveau 1975'.

En utilisant les résultats de Ramsay et Graham (1970), on peut donc calculer l'angle $0'$ entre les plans moyens de schistosité et de cisaillement. Cet angle permet d'évaluer la composante de décrochement le long de la zone Henderson-Portage. Les valeurs angulaires obtenues sont extrêmement faibles, surtout si l'on tient compte de la marge d'erreur reliée à la mesure de l'orientation du plan C. Enfin, la zone D semble être l'expression à l'échelle de la mine d'un cisaillement de Riedel (Morgenstern et Tchalenko, 1967) avec une orientation moyenne de $N80^{\circ}/60^{\circ}E$. Cette zone n'a été retrouvée qu'aux niveaux 1025' et 1450'.

Des variations d'intensité et d'orientation de la schistosité (cartes B1, B2 et B4) ont été observées. Elles soulignent ainsi différentes zones que Guha et al. (1983) ont interprétées comme des zones de contractance et de dilatance (figure 9) selon le modèle de Ladanyi et Archambault (1970). Ces variations dans l'intensité de la déformation pourraient également être interprétées dans le cadre des processus d'anastomoses observés par Archambault et al. (1990) pour l'ensemble de la ceinture d'Abitibi en général, et pour la région de Chibougamau en particulier.

L'ensemble de ces structures n'est recoupé par aucun autre épisode tectonique. Cette caractéristique fait d'ailleurs de la zone de cisaillement Henderson un cas particulier dans le Complexe du Lac Doré. Cette particularité de la zone Henderson-Portage est soulignée, d'autre part, par l'absence quasi-totale de dykes. En effet, ces dykes constituent l'un des principaux outils d'exploration dans les autres gisements du Complexe où ils sont étroitement associés à la minéralisation.

Même s'il semble que la formation des principales structures et de la minéralisation à la mine Henderson est plus ou moins synchrone, la détermination des axes de l'ellipsoïde des déformations est quand même très délicate. La linéation minérale d'étirement présente une attitude sub-verticale (figure 30) dans l'ensemble de la mine, suggérant une déformation cisailante à composante verticale.

Toutefois cette interprétation doit être modérée par le modèle exposé à la figure 32. La linéation verticale est formée par transpression lors de l'aplatissement du massif rocheux (Sanderson et Macini, 1984). Cette déformation ductile est le résultat du ramolissement du massif rocheux, 1 qui est suivi d'une déformation pseudo-ductile marquée par d'importants mouvements. Les linéations minérales développées

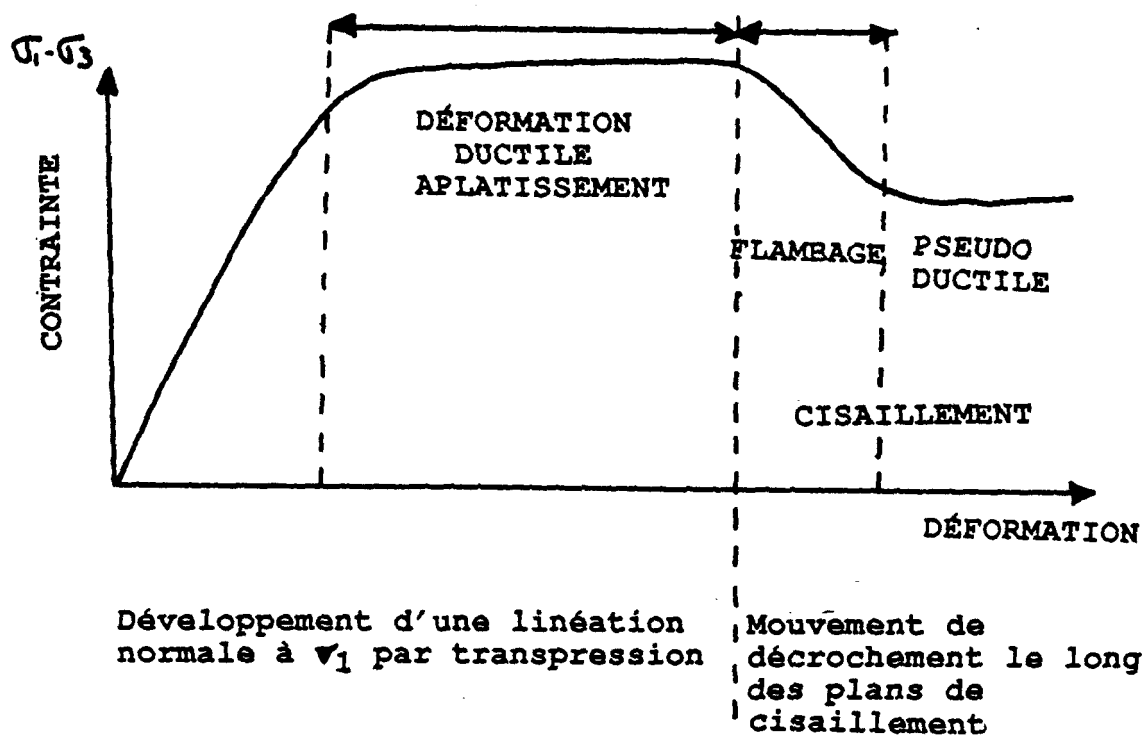


Figure 32 : Linéations liées au développement d'une zone de cisaillement (d'après Mogi, 1990)

par la phase précédente sont associées à un relâchement tardif de la contrainte. Elles ne laissent que des stries sur les plans de glissement sans affecter la structure minérale.

2.5.2 Mine Copper Rand

Une synthèse structurale de la mine Copper Rand est présentée à la figure 31. Cette mine représente en fait le cas type de la plupart des mines du Complexe du Lac Doré (figure 14). Les épontes du cisaillement qui présente une puissance très importante dans la mine (300 à 400 mètres), sont difficilement discernables en raison des nombreuses variations d'intensité dans la déformation. En fait, l'anorthosite fraîche n'est présente dans la mine que sous forme de lambeaux tectoniques. C'est une différence importante par rapport à la mine Henderson où il a été possible d'identifier clairement une structure principale et des cisaillements subsidiaires associés.

Les nombreuses variations observées dans l'intensité de la déformation (cartes B5 à B7) semblent illustrer de façon très significative l'influence des lentilles de roche intacte qui provoquent des déviations dans la foliation (Archambault et al., 1990). Le débitage progressif de la roche originelle favorise la formation de zones de contractance et de dilatance avec, dans le cas de la mine Copper Rand, des blocs

encore préservés d'anorthosite fraîche. Ce patron en anastomoses semble éclater en profondeur (carte B7). La zone de cisaillement de Copper Rand s'élargit avec des variations importantes dans l'intensité de la déformation. On remarque également la présence de nombreuses veines minéralisées et de nombreux dykes.

En ce qui concerne les dykes, la mine Copper Rand est tout à fait caractéristique de la plupart des mines du camp minier du Lac Doré. Ils sont très étroitement associés aux veines minéralisées et constituent un des principaux outils d'exploration. On les retrouvera donc souvent à proximité des zones d'intense déformation. Contrairement à la mine Henderson, les dykes se retrouvent à tous les niveaux et en très grande quantité (cartes B5 à B7).

La chronologie relative des principales structures à la mine Copper Rand indique que la formation des veines minéralisées semble plus ou moins synchrone à la genèse et au développement de la zone de cisaillement selon un patron en anastomoses. Le tout est recoupé par des cisaillements nord-est sub-verticaux de dimensions restreintes dont l'importance et la fréquence augmentent vers l'ouest lorsqu'on se rapproche de la faille du Lac Doré. Il s'agit d'un élément structural majeur de la région de Chibougamau (figures 12 et 13).

D'un point de vue cinématique, l'attitude relative de la schistosité, par rapport à l'orientation générale du cisaillement, indique encore une fois des composantes peu significatives. Comme dans le cas de la mine Henderson, la linéation minérale d'étirement est sub-verticale et les mêmes réserves doivent être apportées quant à la détermination des axes de l'ellipsoïde des déformations.

3. ÉTUDE QUANTITATIVE DE LA DISTRIBUTION SPATIALE DES FRACTURES

Pour l'étude quantitative de la distribution spatiale des fractures, une approche basée sur la notion de densité a été adoptée. On a vu à la section 2.4 de la première partie que ce choix a été motivé par les particularités génétiques et géométriques des zones de cisaillement ainsi que par les objectifs de l'étude.

3.1 DENSITÉ DE FRACTURATION

Les particularités des fractures dans les zones de cisaillement ont nécessité le développement d'une technique de calcul particulière pour la densité.

3.1.1 Rappels sur la densité de fracturation

On peut distinguer au moins trois définitions différentes du paramètre "densité de fracturation". Lorsque les fractures présentent une longueur constante et une épaisseur négligeable relativement à leur longueur, la densité est alors uniquement fonction de la fréquence de ces fractures. En fait, cette définition correspond à un cas purement théorique. On pourra donc exprimer la densité en terme de nombre de fractures par longueur (Girardi et Matar De Sarquis, 1984), surface ou volume unitaire (figure 33-a).

Dans le cas de massifs rocheux caractérisés par des fractures de longueur variable mais dont l'épaisseur reste négligeable relativement à leur longueur, la densité pourra être exprimée en terme de fréquence par unité de longueur, en terme de longueur cumulée de fractures par unité de surface (Razack, 1979; Rouleau et Gale, 1985; Massoud, 1987) ou en terme de surface cumulée par unité de volume (figure 33-b).

On peut remarquer ici que le RQD constitue une mesure très proche de la longueur cumulée de fractures. Cette observation empirique a été démontrée géométriquement par Underwood (1968). Pour des structures planaires et parallèles, et pour des lignes d'échantillonnages perpendiculaires à ces structures :

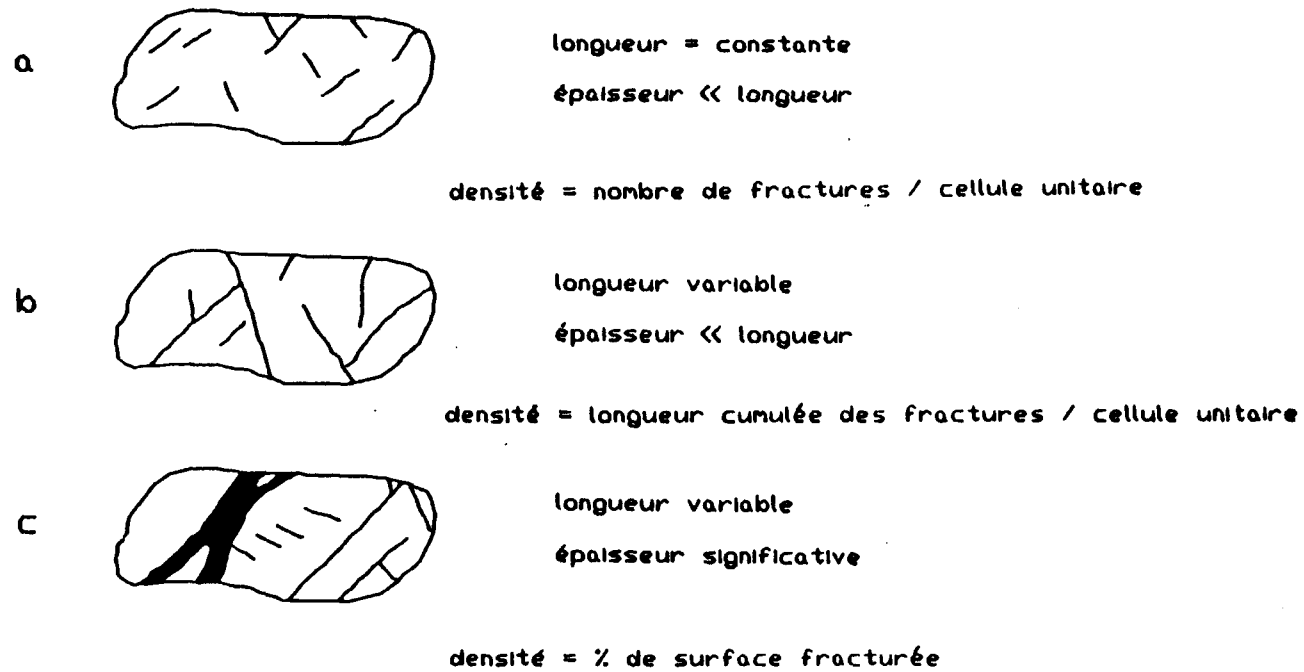


Figure 33 : Trois définitions de la densité de fracturation

$$F_L = L_S = S_V$$

où F_L est la fréquence d'intersection par unité de longueur de ligne d'échantillonnage, L_S est la longueur cumulée de traces de structures planaires par unité de surface d'un plan perpendiculaire à ces structures, et S_V est la surface cumulée de structures planaires par unité de volume.

Les deux premières approches ont déjà été appliquées dans de nombreux cas. Ces travaux portaient soit sur la sélection de sites en vue de l'enfouissement de déchets (Girardi et Matar De Sarquis, 1984; Young, 1987b; Massoud, 1987; Chiles, 1988), des études hydrogéologiques (Razack, 1982; Razack et Brière, 1982; Long et Billaux, 1988) et à des fins d'exploitation minière (Berry et al., 1975). Cependant, ces études ont toujours été menées dans des massifs rocheux affectés par des fractures de tension (joints) uniquement. Peu ou pas de travaux ont été complétés dans des zones de cisaillement.

Les zones de cisaillement sont marquées par la présence de zones de déformation présentant une longueur variable et une ouverture (ou épaisseur) significative relativement à leur longueur. C'est notamment le cas des veines de tension en échelon, des zones de mylonitisation et de minéralisation.

Dans ces cas, la densité de fracturation peut être exprimée en terme de pourcentage de longueur, de surface ou de volume fracturé (figure 33-c).

3.1.2. Discrimination des familles structurales

Les différentes familles de fractures doivent être étudiées séparément lors des calculs de densité. Cette discrimination des familles sera basée à la fois sur des paramètres géométriques (essentiellement l'orientation) et génétiques (nature des fractures : tension ou cisaillement). D'autres paramètres génétiques ont été relevés, tels les mouvements apparents, la nature des terminaisons, les modes d'association (en échelon, en parallèle, en relais). Néanmoins, les observations faites sur ces paramètres sont trop éparses (plus de 90% d'indétermination) pour pouvoir être généralisées.

3.1.2.1 Mine Henderson

Le contexte structural de la mine Henderson (figure 14) est fortement contrôlé par le cisaillement Henderson-Portage qui traverse la mine (zone B). De plus, ce cisaillement est accompagné d'une série de structures subsidiaires (zones A et D) d'importance plus ou moins grande. La zone A d'orientation est-ouest affecte plus particulièrement le cisaillement

principal dont l'orientation est tournée à 45 degrés vers le nord à son approche. Ceci constitue un fait important pour l'exploitation du gisement car le pendage de la zone A s'affaiblit en profondeur pour devenir nul vers 1100' environ.

Il ressort de ces observations que les secteurs étudiés devraient être divisés en trois zones structuralement différentes : la zone 1A correspondant au cisaillement principal affecté par la zone A (niveau 1025', figure 15), la zone 1B correspondant au cisaillement principal en profondeur (niveau 1450', zone 1, figure 16; et niveau 1975', figure 17) et enfin, la zone 2 située au sud du cisaillement principal (niveau 1450', zone 2, figure 16). La compilation des paramètres échantillonnés a donc été considérée séparément pour ces trois zones.

Zone 1A :

Le diagramme équiaire des densités de pôles des fractures échantillonnées est présenté à la figure 34. Les 793 projections peuvent se subdiviser en cinq familles principales. En se basant sur la nature de ces fractures ainsi que sur la cartographie de la déformation ductile effectuée dans cette zone (carte B1), l'interprétation suivante est proposée.

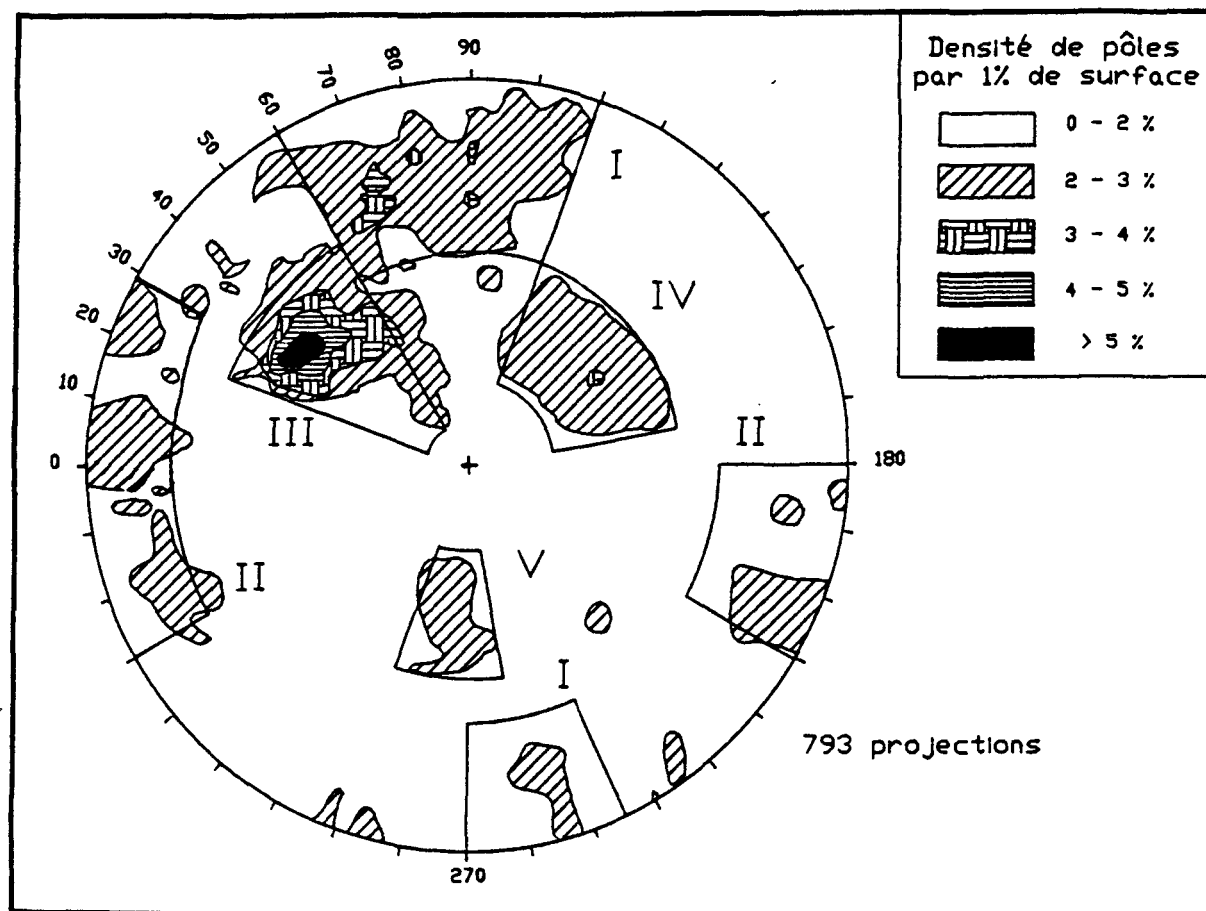


Figure 34 : Diagramme équiaire pour la discrimination des familles structurales au niveau 1025' dans la zone 1A de la mine Henderson.

Dans les quatre premières familles, on ne retrouve pas de veines de tension. Les fractures dont la nature a pu être identifiée sont toutes des cisaillements. La famille III correspond à l'orientation du cisaillement principal (N60/55S) et constitue donc l'expression "fragile" de celui-ci. Les familles I et II peuvent être interprétées de la même manière en relation avec les nombreuses structures secondaires d'orientation NS et EO qui sont associées à ce couloir de déformation. La famille IV quant à elle, qui ne correspond à aucune structure majeure à l'échelle du niveau, pourrait être l'expression discrète du cisaillement conjugué au cisaillement principal. Enfin, la famille V est constituée uniquement de veines de tension de dimensions souvent restreintes.

La discrimination basée sur ces cinq familles structurales utilise 78.9% des 793 fractures échantillonnées. Les limites des familles structurales ont ainsi été définies de façon à considérer le plus grand nombre possible de mesures tout en choisissant une déviation minimum à la fois en pendage et en direction autour des pôles moyens respectifs.

Zone 1B :

Le diagramme équiaire établi à partir de 973 fractures échantillonnées à ces niveaux (figures 16 et 17) est présenté à la figure 35. On considère là encore cinq familles structurales qui peuvent être interprétées de la façon suivante.

On retrouve les familles I et III du niveau 1025' avec une orientation grossièrement concordante et la même numérotation a donc été conservée. En revanche, pour ce qui est des trois autres familles, aucun lien évident avec la zone précédente n'est ressorti. La famille VI, constituée essentiellement de fractures de cisaillement, a une orientation globalement nord-ouest avec un pendage sub-vertical. Cette famille semble avoir une importance secondaire. De même, la famille VII pourrait constituer une famille conjuguée en pendage à la famille III, mais ceci reste très spéculatif. Enfin, on retrouve encore une famille de fractures de tension qui sont cette fois sub-horizontales. C'est la famille VIII.

La discrimination utilisée pour ces deux niveaux répartit 84.3% des fractures échantillonnées dans les cinq familles structurales identifiées. On peut donc déduire de ces résultats qu'il existe une faible dispersion autour des

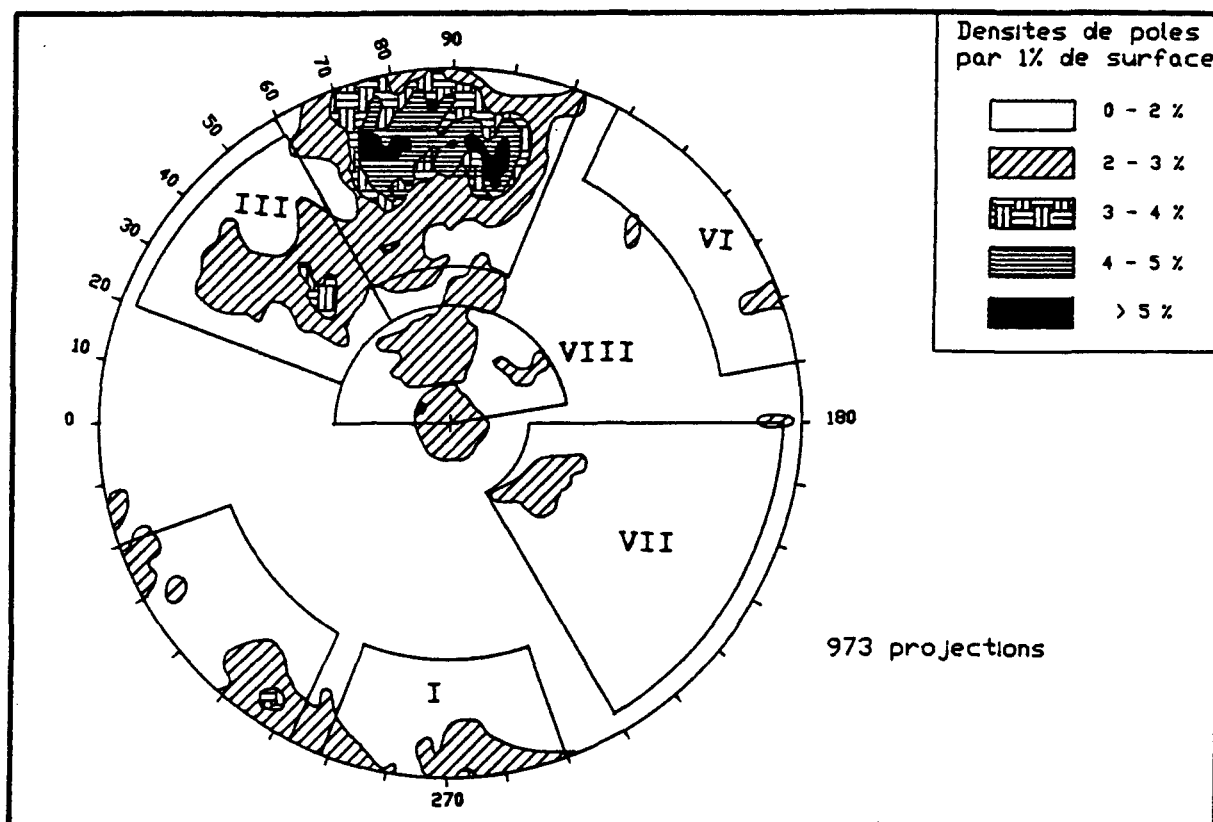


Figure 35 : Diagramme équiaire pour la discrimination des familles structurales aux niveaux 1450' et 1975' dans la zone 1B de la mine Henderson.

pôles moyens de fracturation. De plus, une augmentation relative de l'importance de la famille I par rapport à la zone précédente peut être observée. En revanche la famille III est beaucoup moins importante traduisant possiblement une contribution plus réduite de la composante fragile à la déformation associée à la zone principale de cisaillement.

Zone 2 :

Située à la bordure sud du cisaillement Henderson-Portage, cette zone fournit l'occasion d'étudier plus en détail l'évolution de la fracturation à l'approche d'une grande zone de cisaillement. Les 980 fractures échantillonnées au niveau 1450', entre les coordonnées 54,300E à 55,500E et 30,800N à 31,500N (figure 16), ont leur pôle projeté sur un diagramme équiaire des pôles à la figure 36. L'interprétation de ce diagramme permet de tirer les conclusions suivantes.

Cette zone est marquée par la disparition de la famille III des zones précédentes, c'est à dire de l'expression fragile du cisaillement Henderson-Portage. De plus, il se produit un éclatement de la concentration des pôles. Néanmoins, il est possible de discerner cinq grandes familles. Les veines de tension se retrouvent encore une fois avec une attitude sub-horizontale. La numérotation VIII a

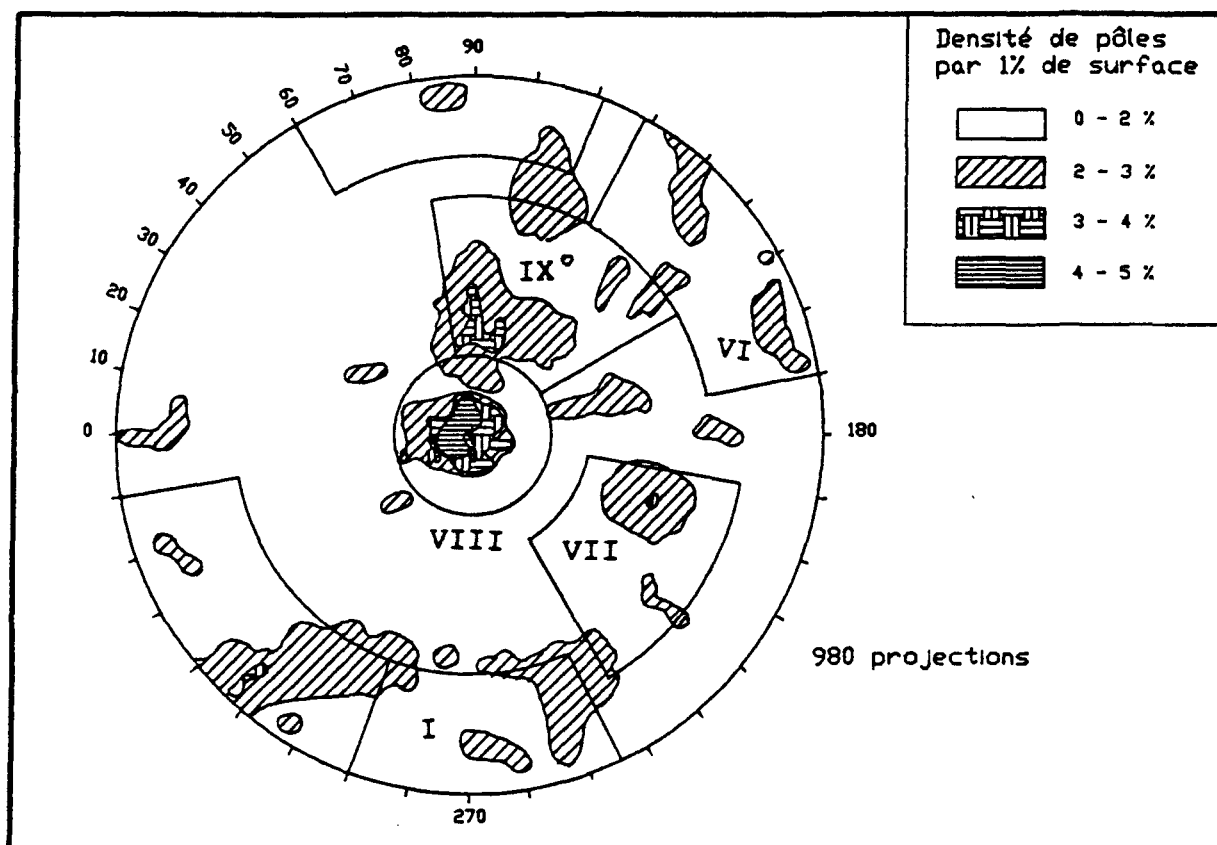


Figure 36 : Diagramme équiaire pour la discrimination des familles structurales au niveau 1450' dans la zone 2 de la mine Henderson.

donc été conservée pour ces veines de tension, de même que la numérotation des familles de cisaillement I, VI et VII de la zone 1b (figure 35). La famille IX est, dans cette zone, une nouvelle famille composée essentiellement de fractures de cisaillement est-ouest à faible pendage vers le sud.

Dans ce secteur particulier, la dispersion observée pour l'ensemble des familles structurales est plus importante que dans les secteurs précédents et 72.9% des fractures seulement sont utilisées par cette discrimination. Cette dispersion peut probablement être expliquée par une moins grande homogénéité à l'extérieur de la zone principale de cisaillement.

Le tableau 1 présente une synthèse de la discrimination des familles structurales à la mine Henderson. La présence et l'absence de ces familles sur chacun des niveaux y sont indiquées. Le lecteur sera référé à ce tableau lors des différentes étapes de l'analyse statistique de la densité de fracturation.

3.1.2.2 Mine Copper Rand

Le contexte structural de la mine Copper Rand est, encore une fois, fortement contrôlé par la zone de cisaillement qui la traverse. On a néanmoins pu observer

Tableau 1 : Synthèse de la discrimination des familles structurales à la mine Henderson

Niveaux étudiés			
Familles	ZONE 1A	ZONE 1B	ZONE 2
I N85/90	x*	x	x
II N10/90	x		
III N45/50	x	x	
IV N135/40	x		
V N270/45	x		
VI N140/90		x	x
VII N210/60		x	x
VIII N90/15		x	x
IX N115/45			x

*Les croix indiquent la présence de la famille considérée sur un niveau donné et les orientations sont représentées selon la convention "main droite".

(figure 25) la présence de cisaillements nord-est qui recoupent l'ensemble des structures associées à la ceinture de cisaillement Copper Rand (schistosité, linéation). Ces cisaillements montrent à l'échelle de la mine une augmentation en fréquence et en importance vers l'est à l'approche de la faille du Lac Doré.

La composante ductile de la déformation est plus importante à la mine Copper Rand qu'à la mine Henderson. Les différentes zones d'intense foliation décrivent un patron en anastomoses souligné par les variations d'intensité et d'orientation de la déformation (cartes B5 à B7). Les relevés systématiques de fracturation n'ayant pu être effectués au niveau 2700' pour des raisons techniques (voir section 4.3.2 de la partie I), seules les données des niveaux 1910' et 2200' sont utilisées pour cette partie de l'étude. Ces niveaux ont été traités conjointement, car l'analyse détaillée de chacun d'eux n'a fait apparaître aucune différence significative quant à la discrimination des familles structurales. Un diagramme équiaire de synthèse est présenté à la figure 37.

Les 1062 projections de ces deux niveaux se regroupent sur ce diagramme autour de quatre grands pôles. Une première famille peut être identifiée autour d'un pôle moyen d'orientation $N70^{\circ}/90^{\circ}$. Ces fractures comprennent en grande

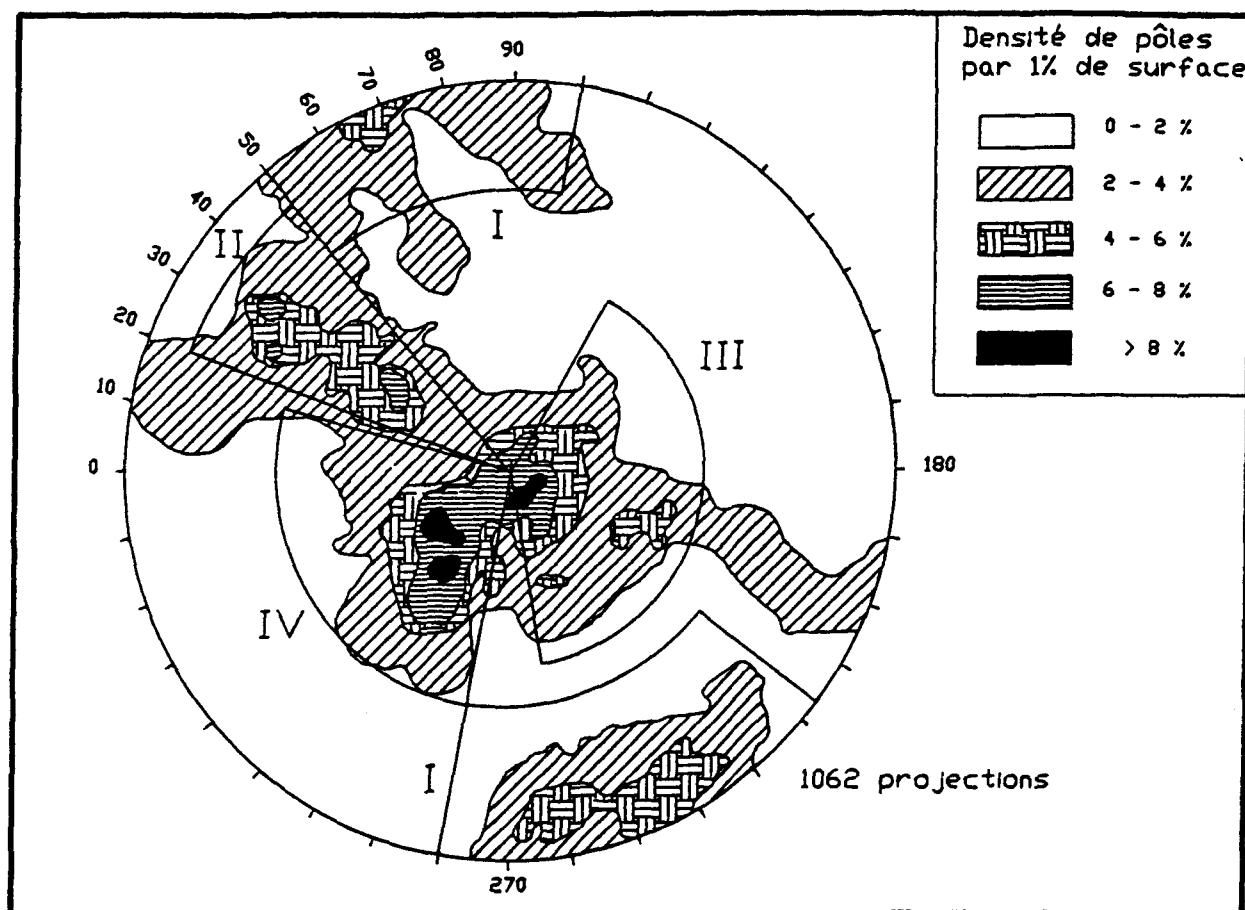


Figure 37 : Diagramme équiaire pour la discrimination des familles structurales à la mine Copper Rand

partie des cisaillements présentant une direction concordante avec la faille du Lac Doré qui recoupe le gisement dans sa partie ouest. Ces fractures sont nettement postérieures à la schistosité et semblent donc être l'expression fragile locale de structures régionales plus importantes.

Deux populations de fractures à faible pendage (20 degrés en moyenne) et d'orientation moyenne respectives N190° (famille II) et N330° (famille III) constituent deux autres de ces pôles. Ces deux familles sont constituées presque exclusivement de veines de tension à remplissage de quartz et/ou carbonates. Leur attitude relative par rapport à la schistosité et à la linéation d'étirement indique qu'elles sont synchrones au développement de la zone de cisaillement.

Ces veines peuvent atteindre plusieurs mètres de longueur et plusieurs centimètres d'ouverture. Elles représentent des systèmes en échelon de veines de tension caractéristiques des zones de cisaillement. Enfin, une quatrième famille, constituée elle aussi exclusivement de veines de tension, présente une orientation moyenne N36°/40°E. Cette troisième génération de veines semble aussi reliée au développement du cisaillement principal.

La détermination génétique de ces fractures est basée sur une proportion très significative d'observations dans le

cas de la mine Copper Rand. En effet, lors des relevés de terrain, la nature des fractures a pu être déterminée pour 78% des fractures échantillonnées (62% des fractures étaient des veines de tension et 16% étaient des cisaillements). De plus, 92% des fractures identifiées comme étant des veines de tension appartiennent aux trois dernières familles structurales alors que 94.5% de celles identifiées comme des cisaillements appartiennent à la famille I.

Enfin, l'absence de fractures d'orientation nord-ouest à pendage vers le sud reflète la faible importance de la composante fragile du cisaillement de Copper Rand, relativement au cas du cisaillement Henderson-Portage à la mine Henderson par exemple. Toutefois, quelques cisaillements de ce type ont été relevés dans des lambeaux d'anorthosite fraîche aux différents niveaux. L'absence d'un plus grand nombre de ces structures est probablement dû, en partie, au fait que les épontes du cisaillement ne sont pas accessibles dans la mine.

3.1.3. Technique de calcul de la densité

La densité de fracturation a été calculée, pour chaque famille structurale identifiée précédemment, en tenant compte à la fois de la fréquence des fractures, de leur longueur respective et de leur largeur (ou ouverture). Cette densité a

été exprimée en termes de pourcentage de surface fracturée par cellules unitaires. Ces cellules ont été définies sur les murs des galeries investiguées après un lavage au jet d'eau. Un exemple à la figure 38 illustre la procédure de calcul. Les surfaces unitaires ont été définies par des carrés de deux mètres de coté sur les murs des galeries. La densité est alors définie par :

$$D_k = \sum_{i=1}^N (l_{k,i} \times e_i) / S_k$$

où :

D_k est la densité de fracturation dans la cellule unitaire i (exprimée en pourcentage)

N est le nombre de fractures de la famille considérée qui intersectent la cellule k

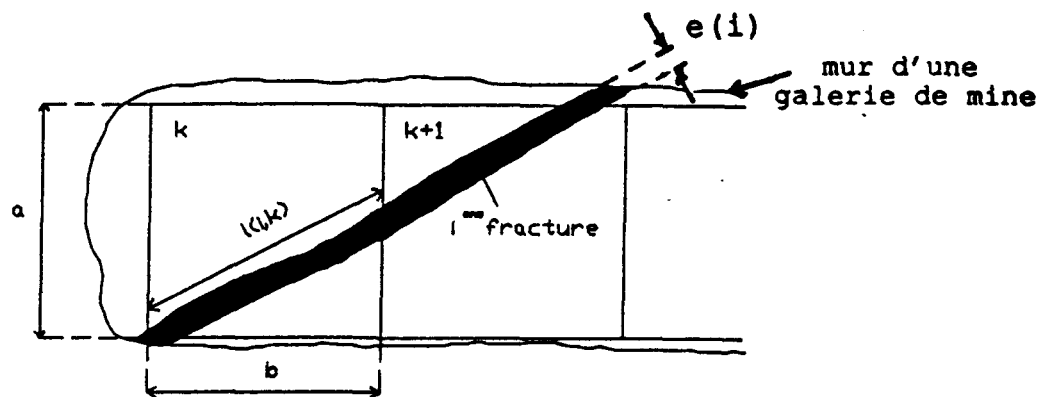
$l_{k,i}$ est la portion de longueur de la fracture i dans la cellule k (exprimée en mètres)

e_i est l'épaisseur, ou l'ouverture, de la fracture i (exprimée en mètres)

S_k est l'aire de la cellule unitaire j ($4m^2$ dans ce cas).

L'une des difficultés majeures associées à l'utilisation de l'approche par densité pour ce type de variables réside dans le choix des dimensions et de l'orientation de la cellule unitaire (Ripley, 1977; Diggle, 1979). En effet,

$$D(k) = \sum_{i=1}^N [l(k,i) \times e(i)] / S(k)$$



où :

- k = numéro de la cellule
- N = nombre de fractures affectant k
- $l(i,k)$ = longueur de la fracture i dans la cellule k
- $e(i)$ = ouverture de la fracture i
- $S(K)$ = $a \times b$ = aire de la cellule k

Figure 38 : Calcul de la densité de fracturation

celles-ci doivent être homogènes pour l'ensemble du domaine étudié. De plus, une cellule trop grande relativement à la grille d'échantillonnage et au domaine considéré, résultera en un lissage trop important de l'information disponible. Dans la présente étude, les dimensions de la cellule ont été fixées à 2m x 2m afin de réduire au minimum l'effet de lissage tout en utilisant la totalité de l'information visible sur les murs de galeries qui font à peu près 2 mètres de hauteur.

Pour un phénomène naturel présentant une forte anisotropie tel que la fracturation, il est important que les cellules, sur lesquelles la variable étudiée est mesurée, aient toutes la même orientation. A titre d'exemple, une fracture présente une probabilité beaucoup plus forte d'intersecter une ligne de relevé perpendiculaire à son plan moyen qu'une ligne de relevé qui lui serait parallèle. Afin de respecter cette condition d'orientation sur la cellule, il a été nécessaire d'effectuer une correction du biais relié aux différentes orientations des galeries de mine (cartes A1 à A6).

La correction utilisée dans cette étude est basée sur une simple relation angulaire. Cette correction de sinus, s'apparente d'ailleurs fortement à la correction de Terzaghi (1965). La principale hypothèse est qu'à proximité immédiate

de la cellule considérée, la densité de fracturation reste constante pour une famille donnée. Cela revient à dire que la probabilité que des fractures disparaissent, ou que leur largeur diminue, est égale à la probabilité que d'autres apparaissent, ou que leur largeur augmente (Underwood, 1968). Dans le cas des mines Henderson et Copper Rand, la correction n'a été effectuée que sur la direction des galeries. En effet, tous les plans de relevés étaient verticaux et l'étude ne portait que sur des niveaux de mine, donc sur deux dimensions seulement.

L'orientation idéale qu'auraient dû avoir les lignes de relevés est évidemment la direction du pôle moyen de chaque famille de fractures. C'est donc le long de ces lignes d'échantillonnage virtuelles que seront calculées les densités sur des cellules carrées de 2 mètres de côté. La correction angulaire utilisée est illustrée à la figure 39, avec la relation suivante :

$$L = l / \sin(b)$$

où b est l'angle entre la direction de la galerie et la direction moyenne de la famille de fractures considérée. l représente la longueur de la cellule unitaire choisie (2 mètres dans ce cas) et L la longueur de galerie nécessaire pour calculer la densité sur l .

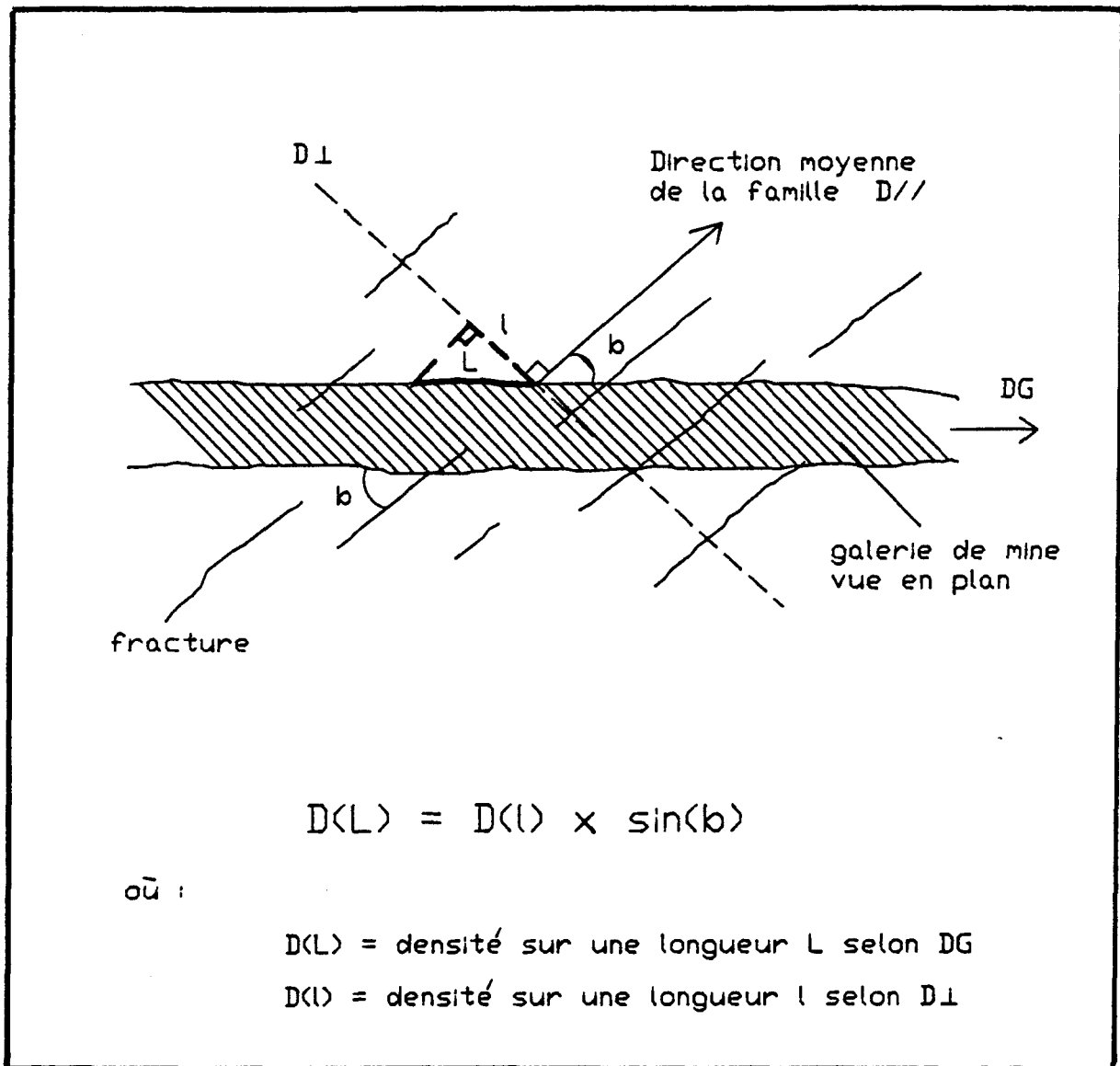


Figure 39 : Correction angulaire pour le calcul des densités de fracturation

En pratique, les fractures d'une famille structurale n'ont pas toutes la même direction que le pôle moyen. Donc, lorsque l'angle b sera inférieur ou égal à la différence angulaire entre les limites de la famille et le pôle moyen (l'angle a), la relation précédente devient :

$$L = l / \sin(a)$$

Les densités de fracturation ont été calculées pour chacune des familles structurales identifiées précédemment et pour chaque galerie. Le programme FRACDENS a été développé afin d'effectuer ces calculs par ordinateur. Ecrit en FORTRAN, ce programme permet de discriminer les fractures par famille structurale (sous-routine DETFAM), puis calcule leur pendage apparent sur la ligne de relevé (DETPEN), détermine les coordonnées des extrémités de chaque fracture (DETCO) et calcule la densité à l'intérieur de chaque cellule unitaire en effectuant la correction angulaire définie précédemment (DENS). Un organigramme schématique du programme est présenté à la figure 40 et le listing est présenté à l'annexe D.

3.2. ÉTUDE STATISTIQUE DES DENSITÉS DE FRACTURATION

Avant de réaliser des cartes d'estimation de la distribution spatiale des densités de fracturation, il est

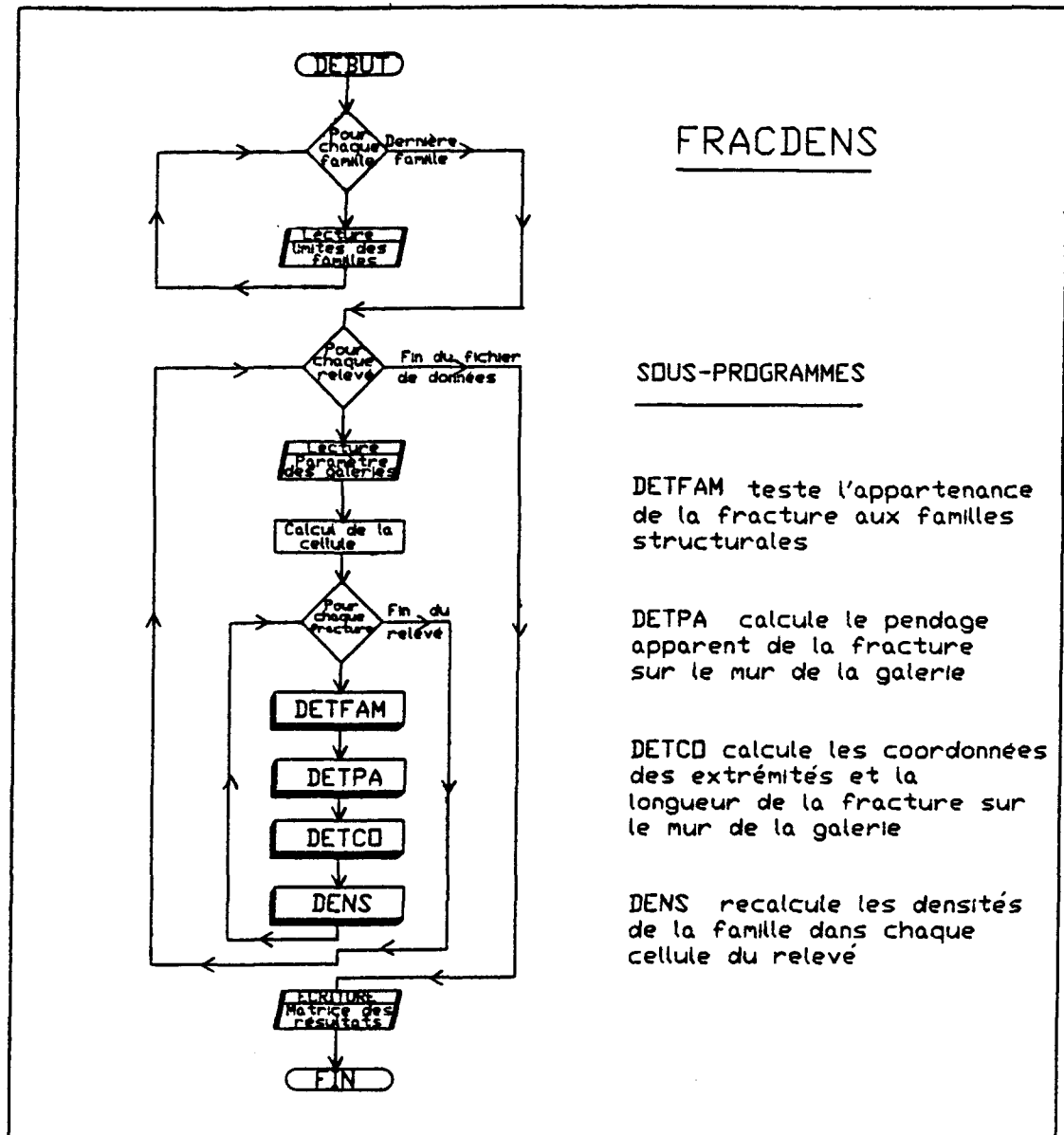


Figure 40 : Organigramme du programme FRACDENS

important de caractériser la distribution statistique de ce paramètre pour chacune des familles de fractures dans chaque zone d'étude.

3.2.1. Calcul des statistiques primaires

Les histogrammes de la densité pour chacune des familles structurales, seront présentés mine par mine et niveau par niveau. Les différents paramètres (densités) ont été numérotés selon les résultats de la discrimination des familles structurales. On retrouvera donc cinq histogrammes par niveau à la mine Henderson et quatre à la mine Copper Rand. Le lecteur est référé aux diagrammes équiaires des figures 34 à 37 et au tableau 1 pour l'identification des familles.

3.2.1.1. Mine Henderson

Niveau 1025' :

Les distributions des fréquences de densité des cinq familles de fractures identifiées au niveau 1025' de la mine Henderson (figure 34) sont représentées à la figure 41. Les résultats obtenus pour les cinq familles sont très similaires. On observe une forte asymétrie de la distribution des densités avec une queue vers les fortes valeurs. Cette

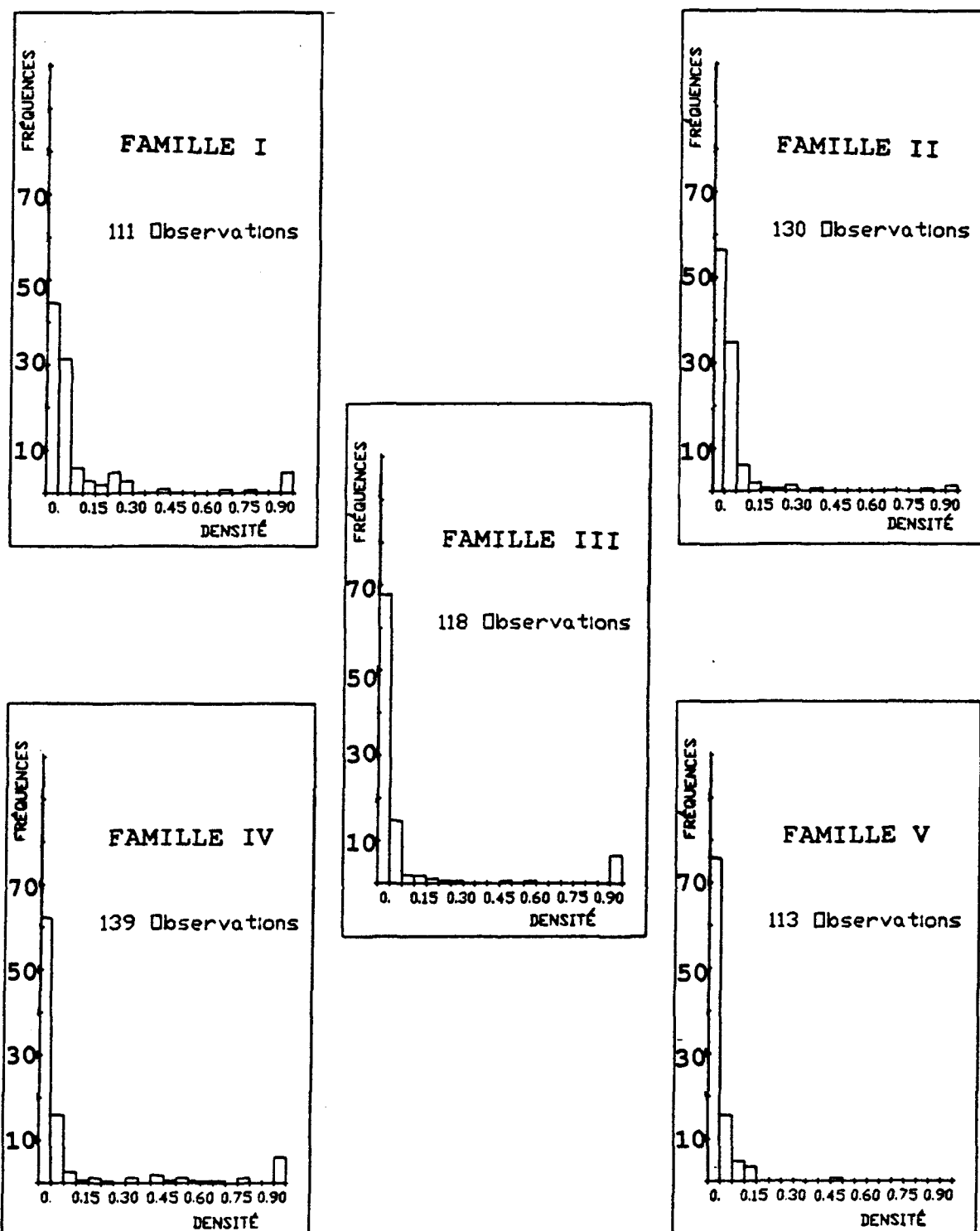


Figure 41 : Distribution des fréquences des densités de fracturation au niveau 1025' de la mine Henderson

distribution est également caractérisée par un pic de valeurs nulles à l'origine. En raison de la forte asymétrie de la distribution, l'ensemble des valeurs supérieures à 1% ont été regroupées dans une même classe pour faciliter leur représentation graphique.

Niveau 1450'-Zone 1 :

Les histogrammes de densité des cinq familles structurales identifiées dans la zone 1 au niveau 1450' de la mine Henderson (figure 35) sont présentés à la figure 42. Ces distributions présentent une allure générale très similaire à celles observées au niveau 1025'. Toutefois, dans le cas des familles I et III que l'on retrouve aux deux niveaux (tableau 1), il y a une augmentation de la proportion des valeurs nulles (de 10% environ) qui se fait au dépend des faibles valeurs de densité, notamment pour la famille I. Il semble donc y avoir une diminution de l'importance relative de la composante fragile de la déformation. De plus, la proportion de veines de tension (famille VIII) est supérieure à ce niveau (près de 6%).

Niveau 1450'-Zone 2 :

Les familles I et VI précédentes, que l'on retrouve dans cette zone 2 au niveau 1450' de la mine Henderson (tableau 1

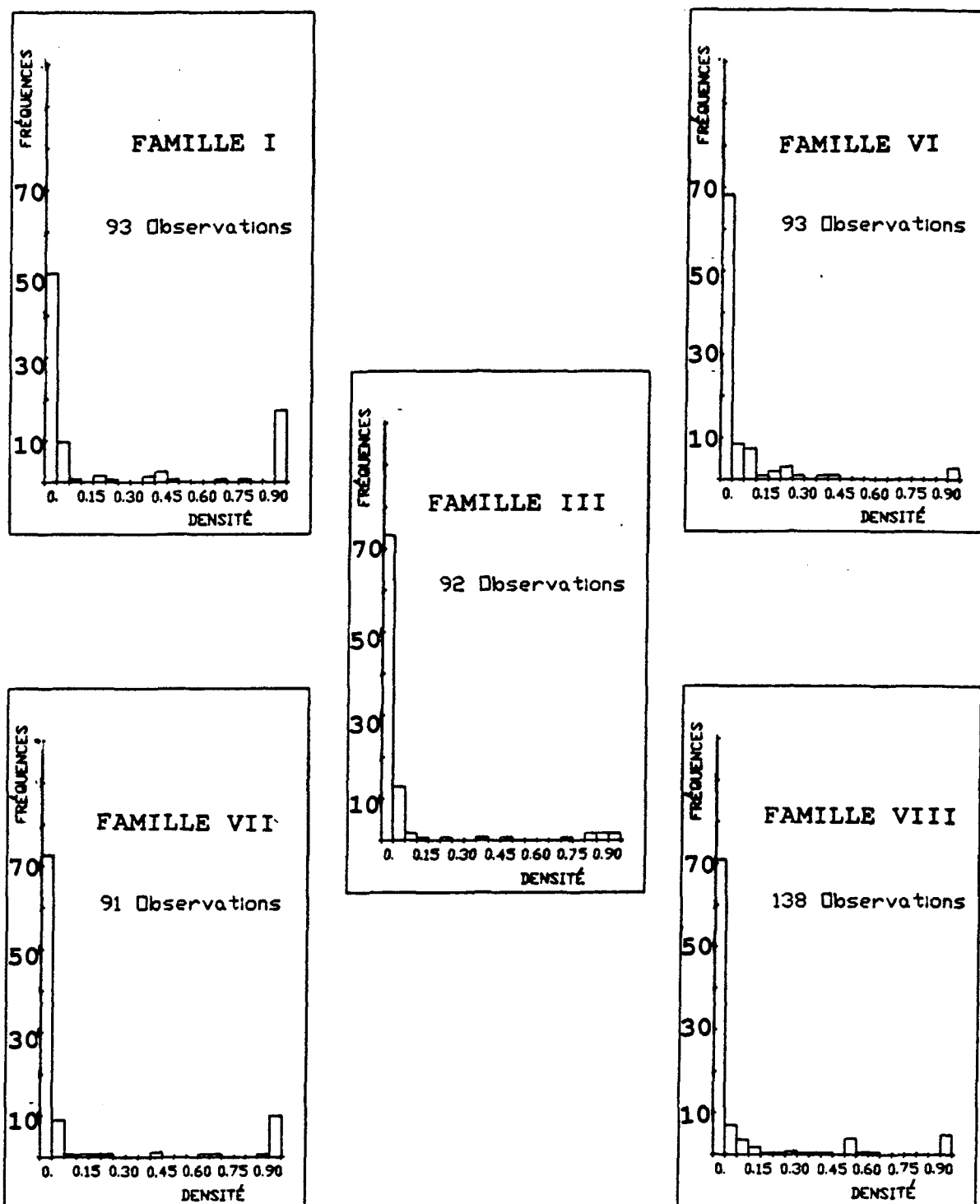


Figure 42 : Distribution des fréquences des densités de fracturation au niveau 1450', zone 1, de la mine Henderson

et figure 36), présentent une évolution différente (figure 43). Dans le cas de la famille I, l'importance relative de la petite fracturation (densité inférieure à 0.15%) a quadruplé par rapport aux cisaillements. Dans le cas de la famille VI au contraire le rapport est inversé (deux fois moindre). Il sera intéressant de noter l'évolution spatiale de ces proportions relatives à l'approche du cisaillement principal. Les trois autres familles présentent peu de particularités dans leur distribution des fréquences.

Niveau 1975' :

Les même familles structurales peuvent être identifiées au niveau 1975' et dans la zone 1 du niveau 1450' de la mine Henderson (tableau 1 et figure 35). Ces cinq familles présentent une distribution des fréquences relativement comparable, à l'exception de la famille I (figure 44) qui présente une faible proportion de valeurs nulles relativement à l'ensemble des niveaux vus précédemment (inférieure à 30%). Cette observation signifie donc que cette famille est omniprésente au niveau 1975', soit sous forme de petite fracturation, soit sous forme de cisaillements.

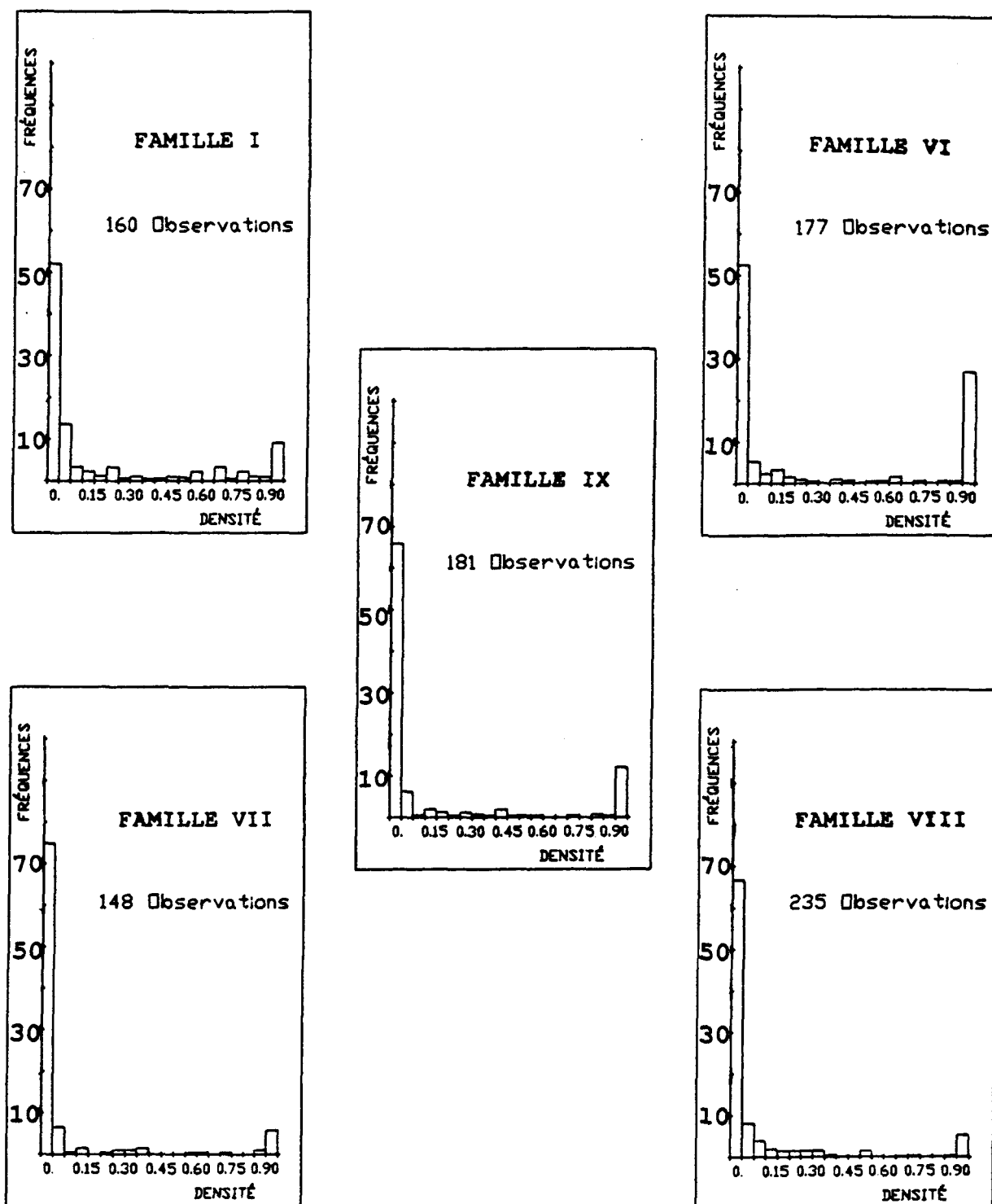


Figure 43 : Distribution des fréquences des densités de fracturation au niveau 1450', zone 2, de la mine Henderson

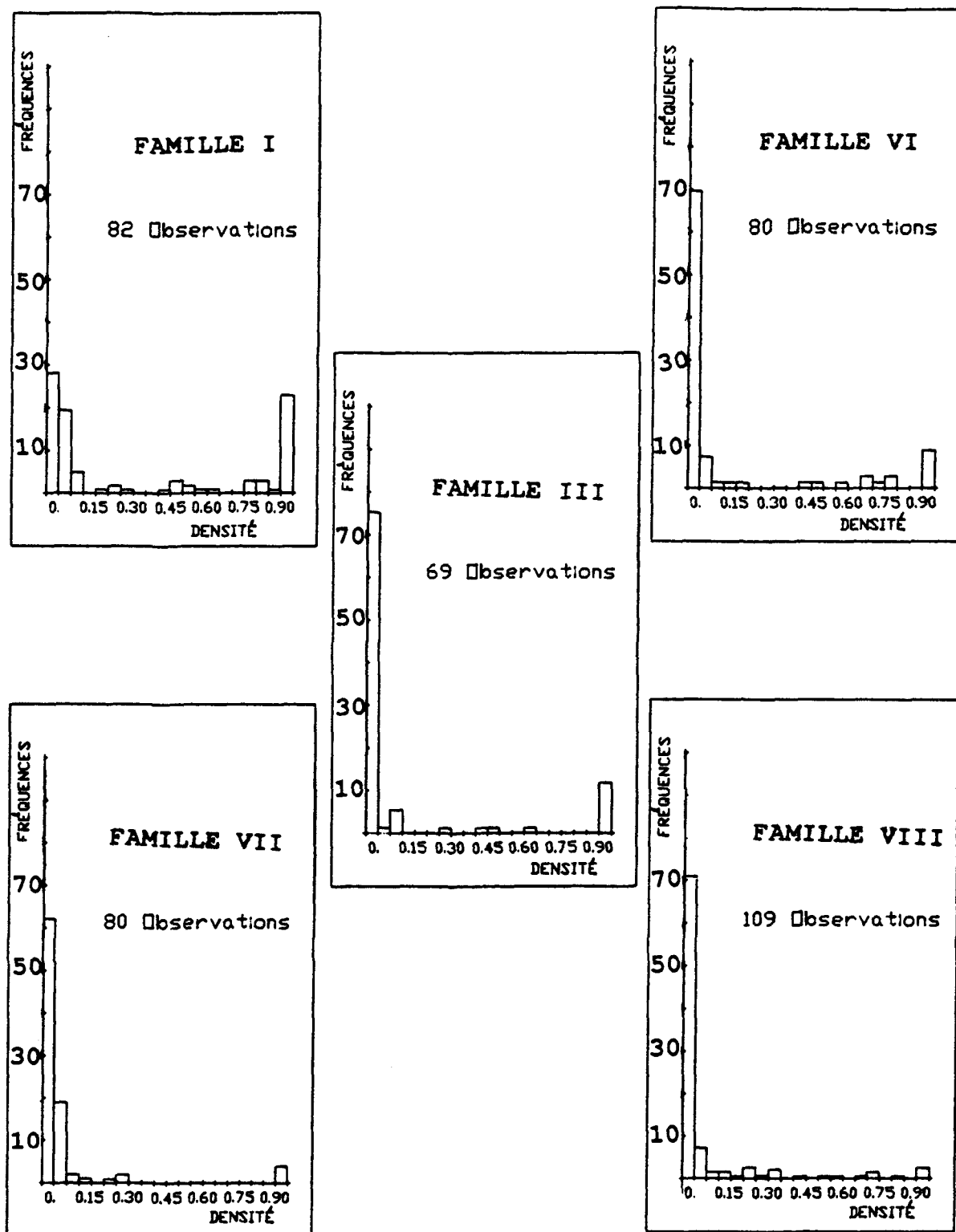


Figure 44 : Distribution des fréquences des densités de fracturation au niveau 1975' de la mine Henderson

3.2.1.2. Mine Copper Rand

Les distributions de fréquences des quatre familles structurales reconnues lors de la discrimination sont traitées séparément aux niveaux 1910' et 2200' de la mine Copper Rand pour noter d'éventuelles différences. Le niveau 2700', quant à lui, n'a pu être étudié en raison de problèmes d'accessibilité.

Niveau 1910' :

Les distributions de fréquences des quatre familles identifiées au niveau 1910' sur la figure 37 sont représentées à la figure 45. La famille I présente une importance relative comparable des "petites" et des "grandes" fractures. La même remarque est pertinente pour les familles II et III. En revanche, pour la famille IV, la présence de petite fracturation ne représente que 3.9% de l'ensemble de la distribution, ce qui souligne le caractère plus ductile de cette famille.

Niveau 2200' :

Les remarques sont sensiblement les mêmes au niveau 2200' (figure 46) que pour le niveau précédent. Toutefois, une augmentation du pic des valeurs nulles (d'environ 15%) se

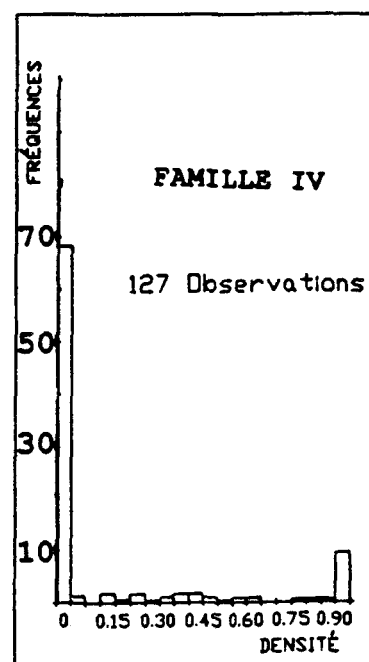
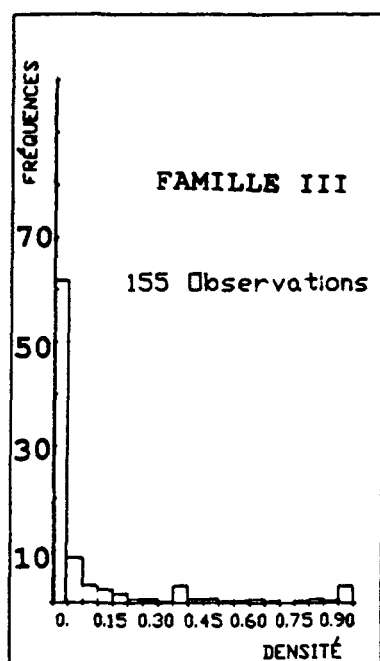
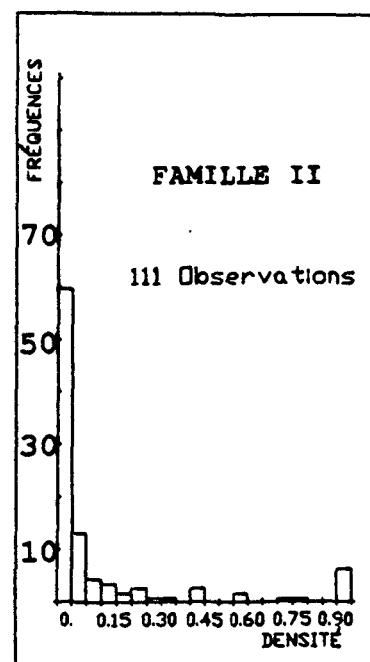
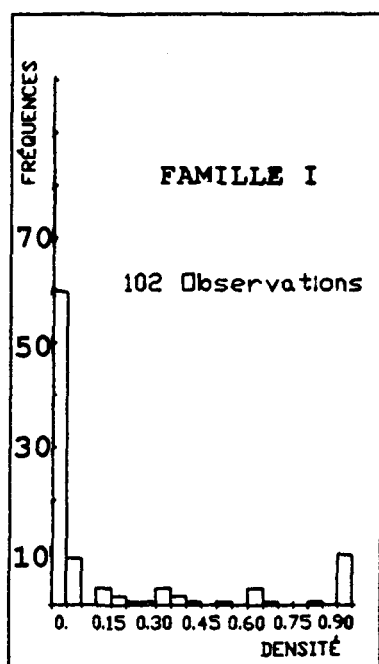


Figure 45 : Distribution des fréquences des densités de fracturation au niveau 1910' de la mine Copper Rand

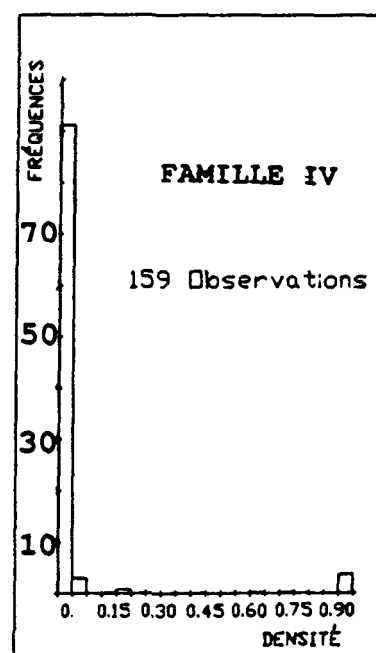
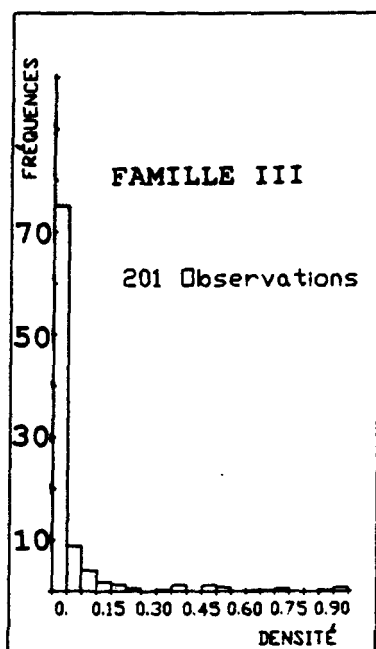
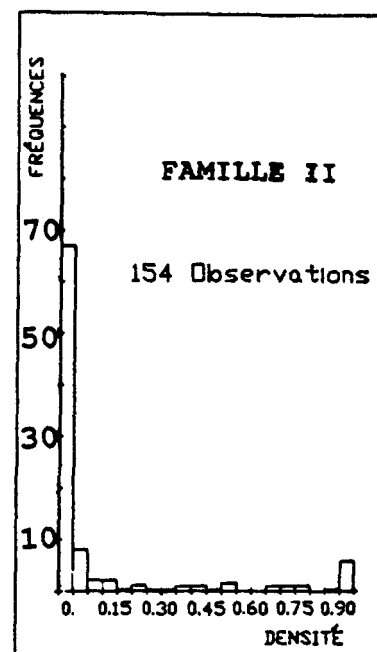
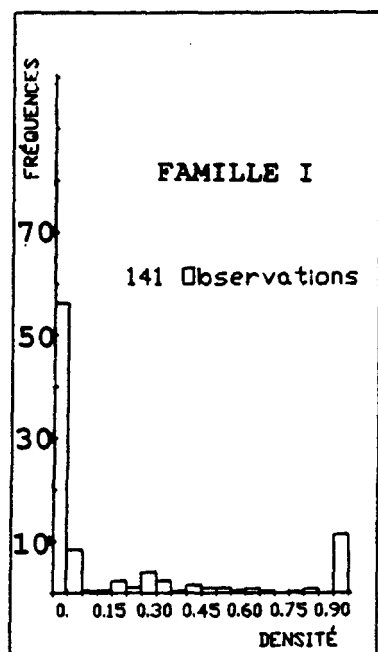


Figure 46 : Distribution des fréquences des densités de fracturation au niveau 2200' de la mine Copper Rand

fait sentir à l'origine pour les familles de fractures de tension, c'est à dire les familles II, III et IV. Dans le cas de la famille IV, le pic atteint 91.2% de valeurs nulles, ce qui démontre la quasi-absence de cette famille au niveau 2200'. Il sera donc peu significatif d'étudier sa distribution spatiale à ce niveau.

3.2.2. Asymétrie des distributions de fréquences

En se basant sur la distribution des fréquences détaillée des faibles valeurs de densité et sur les observations de terrain lors des relevés structuraux, trois intervalles peuvent être identifiés (figure 47). Un premier ensemble est formé de valeurs nulles , ou inférieures au seuil de détection (longueur inférieure à 40 centimètres). Cet ensemble qui regroupe 45 à 75% des valeurs de densité représente l'absence de fractures de la famille considérée.

Puis, un deuxième intervalle de densité, entre 0 et 0.15% représente des cellules affectées par des fractures d'épaisseur négligeable. Ces fractures se regroupent généralement par paquets ou grappes. Leur présence indique un comportement géomécanique purement fragile de la roche mais leur nature (tension ou cisaillement) est généralement indéterminée. Cette deuxième classe regroupe 20 à 45% de l'ensemble des observations.

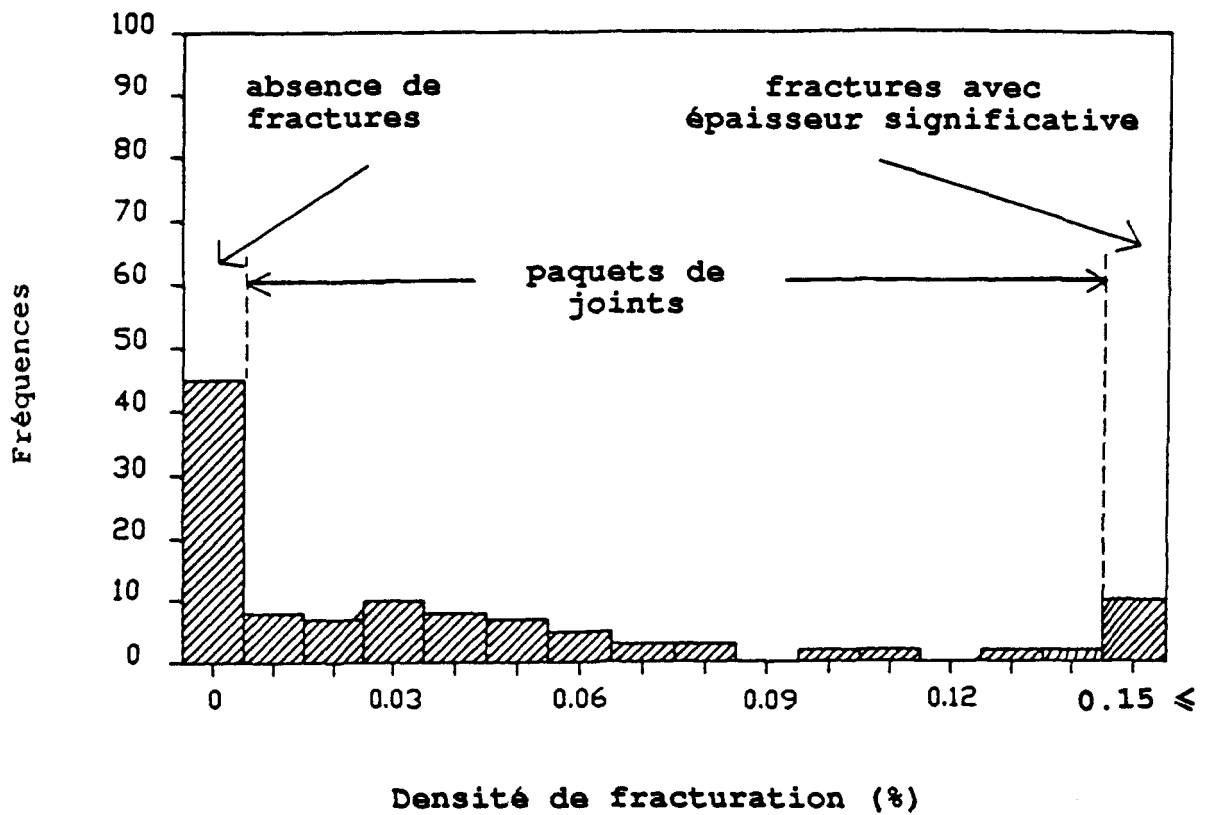


Figure 47 : Histogramme détaillé des faibles valeurs de densité pour la famille I au niveau 1025' de la mine Henderson

Enfin, un troisième intervalle correspond aux valeurs de densité supérieures ou égales à 0.15% . Ces fortes valeurs sont dues à des fractures présentant une épaisseur significative (au moins 1 centimètre). Le remplissage de ces fractures a permis de déterminer leur nature. Ce seront donc des veines de tension dans le cas de la famille V et des cisaillements dans le cas des quatres autres familles. Ces fortes valeurs contribuent pour une très large proportion dans la variance mais ne constituent que quelques pourcentages de l'ensemble des observations. D'un point de vue géomécanique, elles traduisent un comportement géomécanique plus ductile du massif rocheux lors du développement de ces fractures.

Les variables présentant des distributions de fréquences très asymétriques comme les densités de fracturation vues précédemment posent souvent des problèmes dans les traitements numériques. Ces difficultés sont dues aux différences entre les valeurs non nulles minimales et maximales que peuvent prendre ces variables. Dans le cas des densités de fracturation aux mine Henderson et Copper Rand on observe un rapport moyen de 1/10,000 entre les valeurs minimale et maximale.

3.3 ÉTUDE DE LA DISTRIBUTION SPATIALE DES DENSITÉS DE FRACTURATION

3.3.1 Choix de la méthode

Les différentes méthodes d'estimation des valeurs d'un paramètre peuvent être classées en : 1) les méthodes avec pondérateurs fixes (polygonales, moyenne mobile), 2) les méthodes avec pondérateurs variables (géométriques pour l'inverse des distances ou probabilistes pour la géostatistique) et 3) les méthodes numériques (éléments finis). En raison du caractère semi-aléatoire de la distribution spatiale des fractures dans les zones de cisaillement, la troisième catégorie a été éliminée. Dans les chapitres suivants, on notera par z la valeur vraie et par z^* la valeur estimée de la variable z considérée.

3.3.1.1 Méthodes avec pondérateurs fixes

Dans le cas des méthodes avec pondérateurs fixes, l'estimation de $z(x)$ est uniquement dictée par la disposition relative de la zone (du point) à estimer et des échantillons environnants. C'est le cas des méthodes polygonales, qui consistent à découper le domaine étudié en cellules de formes plus ou moins complexes, et des moyennes mobiles où on déplace sur l'ensemble du domaine une cellule de forme

constante. Dans les deux cas, ces cellules pourront prendre des formes diverses allant de quadrilatères dans le cas de grilles d'échantillonnage régulières, à des triangles pour définir des blocs prismatiques, en passant par des polygones de formes diverses dans des cas plus complexes.

3.3.1.2 Méthodes avec pondérateurs variables

Les méthodes avec pondérateurs variables peuvent être basées sur une pondération en fonction de la maille d'échantillonnage (inverse des distances) ou basées sur la minimisation de la variance d'estimation (géostatistique).

a- Inverse des distances :

L'influence d'un échantillon sera inversement proportionnelle à la distance qui le sépare du point (ou du bloc) à estimer. La valeur $z^*(x)$ estimée sera donnée par la formule suivante pour la technique de l'inverse des distances au carré :

$$z^* = \frac{\sum_{i=1}^N (z_i/d_i^2)}{\sum_{i=1}^N (1/d_i^2)}$$

où les z_i sont les n mesures expérimentales prises en compte. Ces mesures sont respectivement séparées par une distance d_i du point (ou du bloc) estimé.

b) - Géostatistique :

La géostatistique se limite aux méthodes statistiques appliquées à la géologie et basées sur la théorie des Variables Régionalisées (Matheron, 1963). Une variable régionalisée (VR) est définie comme un phénomène naturel se déployant dans l'espace, ou le temps, et dont la valeur varie d'un lieu à l'autre, en y manifestant une certaine structure. D'un point de vue mathématique, c'est une fonction $z(x)$ où x est un point de l'espace, ou du temps, et z une caractéristique naturelle du phénomène étudié. Ces variables ont généralement un comportement trop complexe pour se laisser décrire à l'aide d'expressions analytiques simples, car elles combinent un aspect structuré et un aspect erratique.

La valeur d'une variable régionalisée (VR) au point x , $z(x)$ sera considérée comme la réalisation d'une variable aléatoire (VA) $Z(x)$. L'ensemble des VA appartenant au champ de définition est une fonction aléatoire, notée FA. Ceci permet d'appliquer aux VR les résultats des théories probabilistes sur les fonctions aléatoires. L'identification des propriétés de la FA nécessite de disposer de plusieurs réalisations. Or de nombreux phénomènes géologiques ont une existence unique. Il faudra donc introduire des hypothèses

supplémentaires sur la FA qui lèvent ces impossibilités. Ces hypothèses devront être le moins restrictives possibles pour pouvoir être appliquées au plus grand nombre de cas.

Hypothèse de stationnarité d'ordre 2 :

Les phénomènes étudiés seront considérés comme stationnaires dans le champ d'étude. Cette hypothèse s'appelle l'*hypothèse de stationnarité d'ordre 2* qui se traduit de façon mathématique par :

$$E (Z(x)) = \mu$$

et

$$\text{Cov} (Z(x), Z(x+h)) = C(h)$$

$C(h)$ est la fonction de covariance. Cette hypothèse ne peut pas être vérifiée dans la plupart des cas car on ne dispose que d'une réalisation de la FA. De plus, cette seule réalisation n'est connue qu'en quelques points.

Hypothèse intrinsèque :

Le développement des calculs montre qu'en pratique seuls les accroissements de la FA doivent être stationnaires d'ordre 2. C'est l'*hypothèse intrinsèque*. Elle se traduit mathématiquement par :

$$E (Z(x+h) - Z(x)) = 0$$

et

$$\text{Var} (Z(x+h) - Z(x)) = 2\gamma(h) \quad ; \text{ (indépendante de } x \text{)}$$

La démarche géostatistique se divise essentiellement en trois étapes (Matheron, 1962; Journel, 1988; David, 1988) : le calcul du variogramme expérimental, son ajustement à un modèle théorique et enfin le krigeage qui est l'estimation proprement dite.

Calcul du variogramme expérimental :

La variance de l'accroissement h peut s'écrire sous la forme :

$$\text{Var} (Z(x+h) - Z(x)) = 2 \gamma (h)$$

Elle est donc indépendante de x . $\gamma(h)$ est appelé le demi-variogramme de la fonction aléatoire intrinsèque $Z(x)$. Il permet de quantifier la corrélation spatiale d'une caractéristique d'un phénomène naturel. C'est l'accroissement quadratique moyen entre deux points distants de h . Par abus de langage, $\gamma(h)$ sera appelé le "variogramme" de la fonction aléatoire intrinsèque. Le variogramme peut-être estimé par la formule suivante :

$$\gamma(h) = (1 / 2 N(h)) \sum_{i=1}^{N(h)} (Z(x_i) - Z(x_i + h))^2$$

où $N(h)$ représente le nombre de paires de points d'observation (ou de mesure) séparés par une distance h . C'est donc une fonction de h qui pourra être un scalaire lorsque le phénomène est étudié de façon linéaire, ou un vecteur lors d'une étude en deux ou trois dimensions. Pour un domaine donné, $\gamma(h)$ dépend du support, ou de la taille de l'échantillon (ex : carotte, bloc), de la distance h et de la direction de h .

La corrélation entre les valeurs d'une même variable décroît généralement avec la distance, mais varie aussi avec la direction, la taille des échantillons et la continuité de la minéralisation. En faisant varier la valeur de h , il est possible de construire le graphe de la fonction $\gamma(h)$. Le variogramme est un paramètre statistique toujours positif à cause de l'élévation au carré. En théorie, son graphe passe par l'origine puisque les écarts sont nuls lorsque $h = 0$. Si h croît, la différence entre les valeurs d'un phénomène géologique quelconque va augmenter de façon plus ou moins rapide. Dans cette optique, il faudra plus particulièrement étudier le comportement du graphe à l'origine et à l'infini.

A l'origine, le graphe pourra avoir un **comportement parabolique** (ex : modèle gaussien) caractéristique d'une variable régionalisée très continue, un **comportement linéaire** qui correspond à une variable régionalisée moins régulière, ou présenter un **effet de pépité** qui traduit une variable régionalisée irrégulière où deux valeurs rapprochées spatialement peuvent différer notablement. L'amplitude de l'effet de pépité notée C_0 se lit directement en extrapolant le tracé du graphe pour $h = 0$. Ce comportement est souvent lié en partie à l'inadéquation entre l'échelle d'étude et la structure à courte échelle du phénomène, ou à des erreurs de mesure.

A l'infini, le graphe sera marqué dans la plupart des cas, par une stabilisation autour d'une valeur seuil appelée "palier". Ce palier est atteint à une certaine distance au-delà de laquelle deux échantillons peuvent être considérés comme non corrélés. On peut facilement prouver que le palier, lorsqu'il existe, est égal à la variance de la FA.

Ajustement du variogramme à un modèle théorique :

Lorsque les valeurs expérimentales d'un variogramme ont été calculées, un modèle mathématique doit être ajusté. Le choix du modèle n'est pas libre car il doit garantir que toute variance calculée soit positive. Les modèles de

variogramme les plus fréquemment utilisés garantissant cette propriété sont les modèles en puissance, sphériques, pépitiqes et gaussiens (figure 48).

Le krigeage : l'estimation proprement dite

L'estimateur le plus simple est une combinaison linéaire du type :

$$z^* = \sum_{i=1}^n (\lambda_i \times z_i)$$

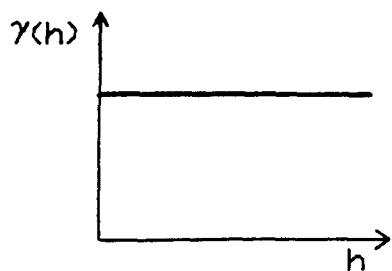
où les λ_i pour $i = 1$ à n , sont les poids affectés à chaque échantillon. Le problème consiste à choisir les meilleurs poids, c'est à dire ceux qui respectent les critères suivants: sans biais (dont l'espérance de l'erreur d'estimation est nulle) et dont la variance d'estimation est minimale. Le krigeage est l'estimateur qui respecte ces deux critères. La condition d'absence de biais peut se traduire de la façon suivante :

$$E (z^* - z) = 0$$

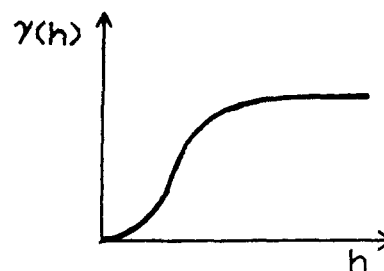
ou

$$\sum_{i=1}^n (\lambda_i \times E (z_i) - E (z)) = 0$$

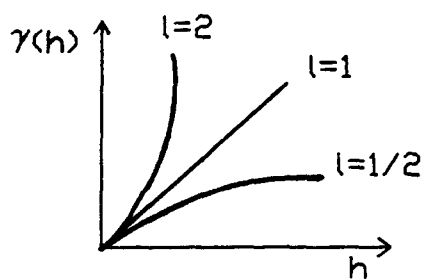
La variance d'estimation est :



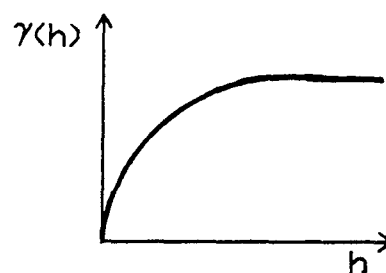
a- pepitique pur



b- gaussien



c- puissance (l)



d- spherique

Figure 48 : Différents modèles de variogrammes

$$\sigma_e^2 = 2 \sum_{i=1}^n \lambda_i \bar{\gamma}(i,v) - \bar{\gamma}(v,v) - \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n \lambda_i \lambda_j \bar{\gamma}(i,j)$$

où $\bar{\gamma}(i,v)$ représente le variogramme moyen entre le point, ou la cellule, à estimer v et les n échantillons environnants. Cette variance est à minimiser sous la contrainte $\sum_{i=1}^n \lambda_i = 1$. L'utilisation de la méthode des multiplicateurs de Lagrange permet de minimiser une fonction $f(x_1, x_2, \dots, x_n)$ sujette à $g(x_1, x_2, \dots, x_n) = 0$ en construisant la fonction auxiliaire $h(x_1, x_2, \dots, x_n)$ telle que :

$$h(x_1, x_2, \dots, x_n) = f(x_1, x_2, \dots, x_n) - \mu \times g(x_1, x_2, \dots, x_n)$$

où μ est une nouvelle inconnue appelée le multiplicateur de Lagrange. Puis, minimiser cette fonction auxiliaire revient à résoudre le système suivant :

$$h = f - 2\mu g \quad \text{et} \quad \frac{dh}{d\lambda_i} = 0, \quad \text{pour } i = 1, n$$

et

$$\frac{dh}{d\mu} = 0$$

C'est un système de $(n+1)$ équations à $(n+1)$ inconnues.

Le système de krigeage sera :

$$\sum_{j=1}^n \lambda_j \bar{\gamma}(i,j) - \mu = \bar{\gamma}(i,v)$$

et

$$\sum_{j=1}^n \lambda_j = 1$$

La variance du krigeage est donnée par :

$$\sigma_e^2 = \sum_{i=1}^n \lambda_i \bar{Y}(i, v) - \bar{Y}(v, v) - \mu$$

Le krigeage est le meilleur estimateur non biaisé pour le critère de variance ("Best Linear Unbiased Estimator" ou "BLUE"). Le krigeage peut être vu comme une forme de régression linéaire (Journel, 1977) qui ne dépend pas des valeurs des échantillons, mais de la continuité de la minéralisation (variogramme), de la géométrie des blocs (ou des points) à estimer relativement à la grille d'échantillonnage et, contrairement à d'autres méthodes, il dépend aussi de la position des échantillons entre eux.

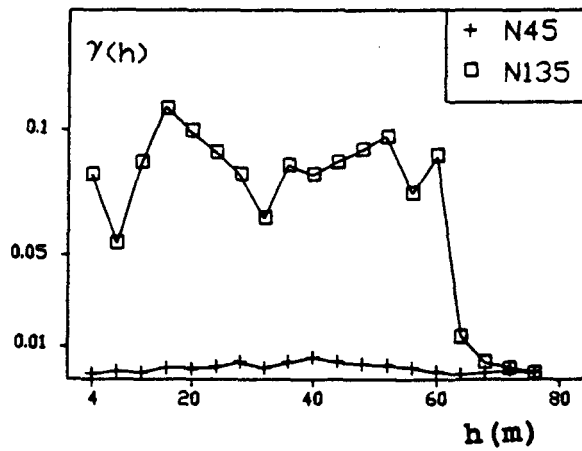
C'est donc cette dernière méthode qui a été choisie pour quantifier la distribution spatiale des familles de fractures aux mines Copper Rand et Henderson. Toutefois, le krigeage est surtout un excellent estimateur local. Donc, si la valeur moyenne d'une variable doit être estimée sur une grande région avec beaucoup de données, alors toutes les méthodes non-biaisées donnent un résultat à peu près convenable.

3.3.2 Problèmes d'utilisation de la géostatistique linéaire

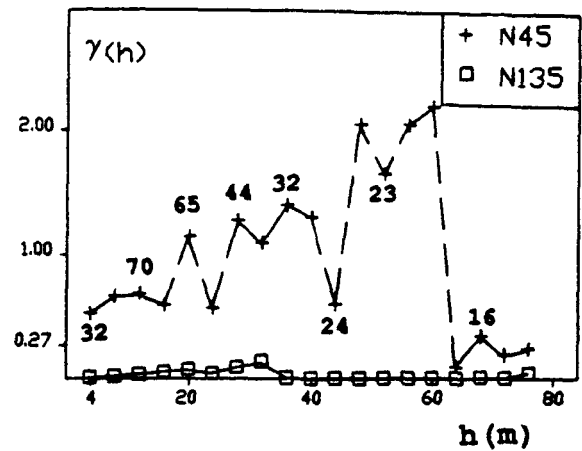
La méthode géostatistique décrite précédemment a été appliquée aux densités de fracturation calculées au préalable pour chacun des niveaux investigués. Les résultats du niveau 1025' de la mine Henderson seront ici présentés à titre d'exemple, mais les observations faites pour ce niveau peuvent être généralisées à l'ensemble des sites étudiés.

Les variogrammes expérimentaux de chacune des cinq familles sont présentés à la figure 49. Dans chacun des cas, deux observations peuvent être faites. D'une part, ces variogrammes présentent une anisotropie extrême entre les directions normale (N135°) et parallèle (N45°) à la zone principale de cisaillement. D'autre part, on observe une variographie très chaotique avec des valeurs très faibles de variance, entrecoupées de valeurs extrêmes. Toute modélisation semble donc impossible pour ces cinq variogrammes.

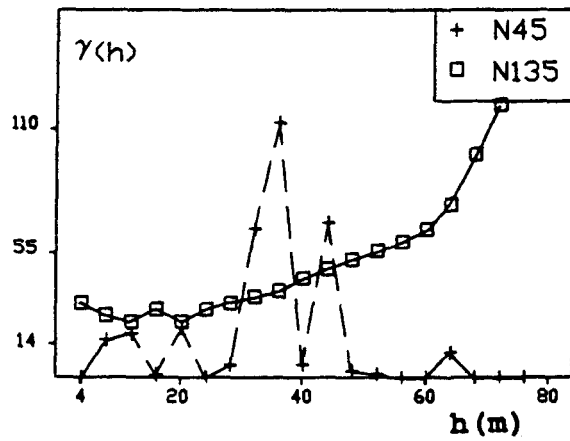
Les difficultés rencontrées lors de l'interprétation de ces résultats étaient prévisibles en raison de la nature même des données. En effet, la distribution des fréquences des densités de fracturation présente une forte asymétrie avec une queue vers les fortes valeurs. Ces quelques valeurs extrêmes contribuent en grande partie à la variance globale



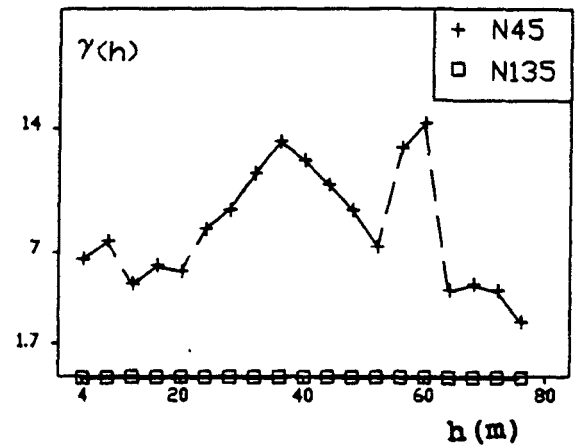
FAMILLE I



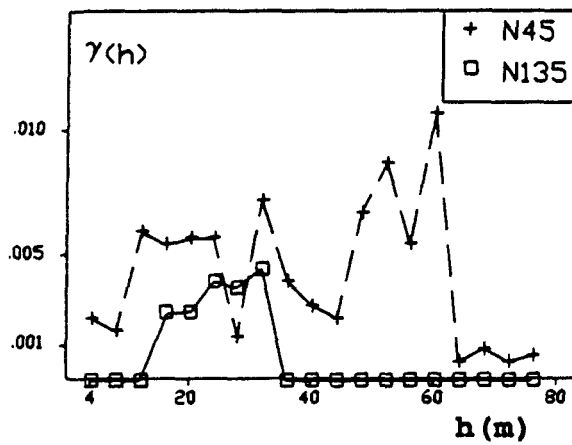
FAMILLE II



FAMILLE III



FAMILLE IV



FAMILLE V

Figure 49 : Variogrammes des densités de fracturation au niveau 1025' de la mine Henderson

de la population mais ne sont considérées que pour certaines valeurs de h (quand on calcule $\gamma(h)$ pour $h = b, 2b, 3b \dots$ on appelle b le pas de calcul).

En raison de la définition même du variogramme qui est une différence élevée au carré, ce type de distribution aboutit à des variographies plus ou moins chaotiques en fonction de la grille d'échantillonnage. Ceci explique donc la morphologie des variogrammes expérimentaux des cinq familles structurales du niveau 1025'. De plus, on peut prédire que l'anisotropie enregistrée est probablement reliée au fait que les valeurs extrêmes étaient toutes situées le long de lignes d'échantillonnage orientées dans la même direction (carte A1).

En fait, ce type de problème n'est pas nouveau en géostatistique et de nombreux auteurs se sont penchés sur le délicat problème des valeurs extrêmes ("outliers" en anglais) depuis une dizaine d'années (Verly, 1984; Journel, 1988). Ce problème a longtemps été contourné en éliminant purement et simplement les données qui perturbaient la structure du variogramme et en les considérant comme des anomalies ou des erreurs de mesure. Cependant, si cette approche peut se révéler justifiée dans l'étude de sondages politiques ou de la taille d'un groupe d'individus, elle l'est beaucoup moins en sciences de la terre pour, par exemples, le calcul des

réserves minières d'un gisement ou l'étude de la magnitude des séismes. En effet, la rentabilité économique d'un gisement est très souvent basée sur ces valeurs anormales, notamment pour les métaux précieux, et les séismes extrêmes sont les plus redoutables.

3.3.3 Méthodes géostatistiques non-linéaires

Pour remédier aux problèmes rencontrés précédemment plusieurs approches peuvent être considérées et le choix de l'une d'entre elles dépend généralement de la nature de la distribution des populations étudiées, mais aussi des contraintes de temps.

Une première approche est basée sur une transformation logarithmique des données (David et al., 1984). Ce type de manipulation est fréquemment utilisé par les géologues pour faciliter la représentation graphique de données présentant de fortes variations mais dont les valeurs extrêmes sont très importantes. La variable X étudiée est alors transformée en une nouvelle variable Y définie par :

$$Y = \log (X)$$

Pour pouvoir utiliser les résultats obtenus sur la variable Y pour caractériser quantitativement la variable X, il faudra effectuer une transformation inverse du type :

$$X = 10^Y + f(\gamma_k^2)$$

Où γ_k^2 est la variance de krigeage. Cette dernière transformation constitue la source des erreurs reliées à l'utilisation abusive des transformations logarithmiques. En effet, si la variable X ne suit pas vraiment une loi lognormale, alors de faibles erreurs enregistrées sur la variable Y seront élevées en puissance lors de la transformation inverse (surtout si le variogramme n'a pas été correctement modélisé).

Ceci explique les problèmes identifiés par David et al. (1984) pour l'évaluation des réserves d'un gisement d'uranium. En effet, ces auteurs ont obtenu des variogrammes très bien structurés en utilisant le logarithme de teneurs en uranium. Néanmoins, la distribution de ce dernier ne suivant pas exactement une loi lognormale, ils ont observé des erreurs importantes lors de la transformation inverse des valeurs obtenues par krigeage. David et al. (1984) ont même obtenu des résultats par une transformation logarithmique pires que ceux obtenus par géostatistique linéaire. Toutefois, lorsque la distribution empirique de la variable

étudiée présente un ajustement satisfaisant à une loi lognormale, c'est une méthode très rapide et efficace pour contourner le problème des valeurs extrêmes (Satchwell et al., 1988).

Une deuxième série d'approches est basée sur la transformation de la distribution des fréquences de la variable étudiée, qui peut être quelconque, en une distribution connue (distribution normale par exemple). Cette transformation peut être réalisée de différentes manières dont les principales sont : le krigeage disjonctif (Armstrong et Matheron, 1986), le krigeage multigaussien (Verly, 1984) et bi-gaussien (Marcotte et David, 1985). Les données sont préalablement ordonnées selon leur valeur. Puis une fonction mathématique est utilisée pour attribuer à chaque observation, en fonction de son rang, une nouvelle valeur dans la distribution choisie (exemple : distribution normale de moyenne 0 et de variance s^2).

Ces méthodes sont théoriquement très efficaces mais peuvent être très coûteuses en temps de calcul. En effet, les différentes transformations numériques nécessitées sont souvent complexes et relativement longues à exécuter. De plus, il faut souligner que le processus de classification peut s'avérer délicat lorsqu'un grand nombre d'observations ont la même valeur (phénomène de pic sur la courbe des

fréquences). Des procédures, basées sur les moyennes mobiles (Verly, 1984), ont été élaborées pour contourner ce problème. Cependant, lorsque le pic atteint 40% et plus, ces procédures sont difficilement applicables. C'est notamment le cas des densités de fracturation au niveau 1025' de la mine Henderson (figure 41).

En fait, la présence de valeurs extrêmes, pour la plupart des variables géologiques, semble représenter un phénomène naturel distinct du reste des observations. On peut citer par exemple les cas de la magnitude des séismes ou de la teneur des métaux précieux. Journel et Arik (1988) ont ainsi démontré pour un gisement d'or que les valeurs extrêmes correspondaient à une minéralisation primaire sous forme de veines mises en place dans un système de fractures. Le reste des observations, économiquement non rentables, représente un bruit de fond de dissémination secondaire de ces veines. Ces deux types de minéralisation présentent évidemment une structuration spatiale profondément différente.

Une troisième approche est basée sur les travaux de Sullivan (1985), Journel (1988) et Isaacks (1984) qui ont développé le krigeage de d'indicatrice (IK) et le krigeage probabiliste (PK). Ces méthodes originales consistent à évaluer la probabilité, en un point x quelconque du domaine étudié, d'être dans un type donné de minéralisation. Ainsi,

Journel et Arik (1988) distinguent une minéralisation de type 1 (veines économiques) et une minéralisation de type 2 (bruit de fond de dissémination). Une fonction indicatrice binaire $Z(x)$ peut alors être définie telle que :

$$\begin{aligned} Z(x) &= 0 && \text{si } x \text{ appartient au type 2} \\ Z(x) &= 1 && \text{si } x \text{ appartient au type 1} \end{aligned}$$

Evidemment, ce principe peut être généralisé à k classes (figure 50) et la définition de $I(x)$ devient :

$$\begin{aligned} Z(x) &= 0 && \text{si } x \text{ n'appartient pas à } k \\ Z(x) &= 1 && \text{si } x \text{ appartient à } k \end{aligned}$$

Cette nouvelle approche est très facile à intégrer dans une démarche géostatistique informatisée et très rapide d'exécution. De plus, elle permet de tenir compte de la connaissance qualitative d'un gisement dans l'évaluation de ses réserves tout en remédiant aux problèmes des valeurs extrêmes.

3.3.4 Application du krigeage de l'indicateur aux densités de fracturation

Un parallèle peut être fait entre les différents types de minéralisation vus précédemment et la distribution des

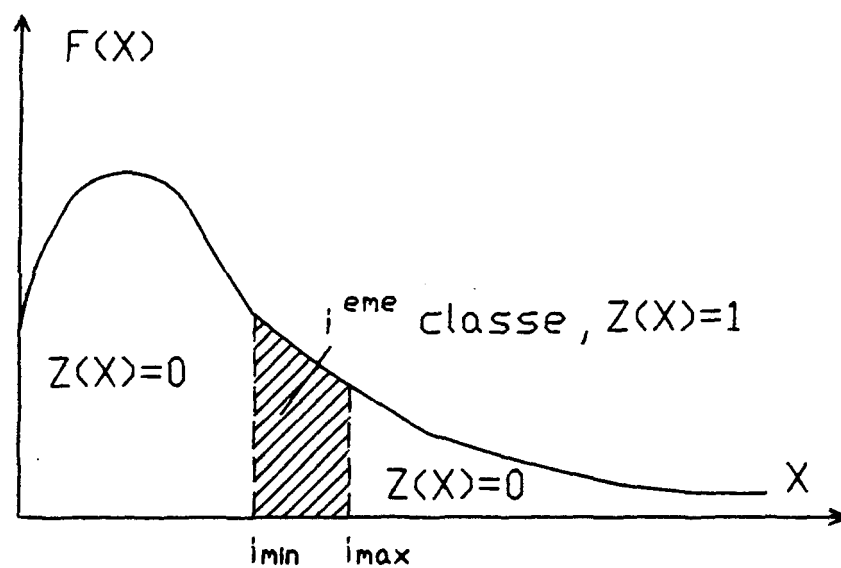


Figure 50 : Généralisation du krigeage de l'indicateur

fréquences des densités de fracturation. Quelle que soit la famille structurale, plusieurs types de densité peuvent être identifiés, et ce dans les deux mines. Le krigeage de l'indicateur a donc été testé comme outil de quantification de la distribution spatiale des densités de fracturation. La famille I identifiée au niveau 1025' de la mine Henderson servira d'illustration des principaux résultats de ce test.

3.3.4.1 Définition des indicateurs

La figure 47 présente les trois intervalles qui peuvent être identifiés sur la distribution des fréquences des densités de fracturation soit : l'absence de fractures (densité nulle), la présence de paquets de petites fractures (essentiellement des joints) caractérisée par des valeurs de densité non nulles mais inférieures à 0.15%. Enfin, les valeurs de densité supérieures ou égales à 0.15% sont représentatives de la présence de fractures majeures (veines de tension ou cisaillement) avec une épaisseur significative (1 cm ou plus).

Il est raisonnable de considérer que ces trois intervalles correspondent à trois comportements géomécaniques différents pour la famille considérée. Le krigeage des indicateurs de présence de ces trois type de densité permet non seulement de quantifier la distribution spatiale d'une

famille structurale mais aussi d'évaluer la probabilité de la retrouver sous l'une ou l'autre de ces trois formes.

3.3.4.2 Variographie

Les variogrammes expérimentaux des trois indicateurs précédemment définis pour la famille I du niveau 1025' ont été calculés à l'aide du logiciel GDM (B.R.G.M., 1988). Les résultats sont présentés à la figure 51. On observe une bonne structuration de ces variogrammes, notamment pour le troisième indicateur, malgré un fort effet de pépité à l'origine. Des modèles sphériques ont été ajustés dans chacun des cas. Ces modèles sont tous omnidirectionnels car aucune différence significative n'a pu être identifiée dans les directions normale et parallèle à la zone de cisaillement.

L'ajustement de ces modèles a été essentiellement guidé par les premiers points car leur valeur a été calculée avec un nombre plus grand de paires d'observations (figure 51). Le troisième indicateur, représentatif d'une composante plus ductile de la déformation associée à la famille I, présente une meilleure structuration spatiale sur cette figure. Cette observation semble donc indiquer une meilleure continuité dans la distribution spatiale des fractures plus ductiles. Dans les sections qui suivent, cette relation a été vérifiée sur un plus grand nombre de familles structurales.

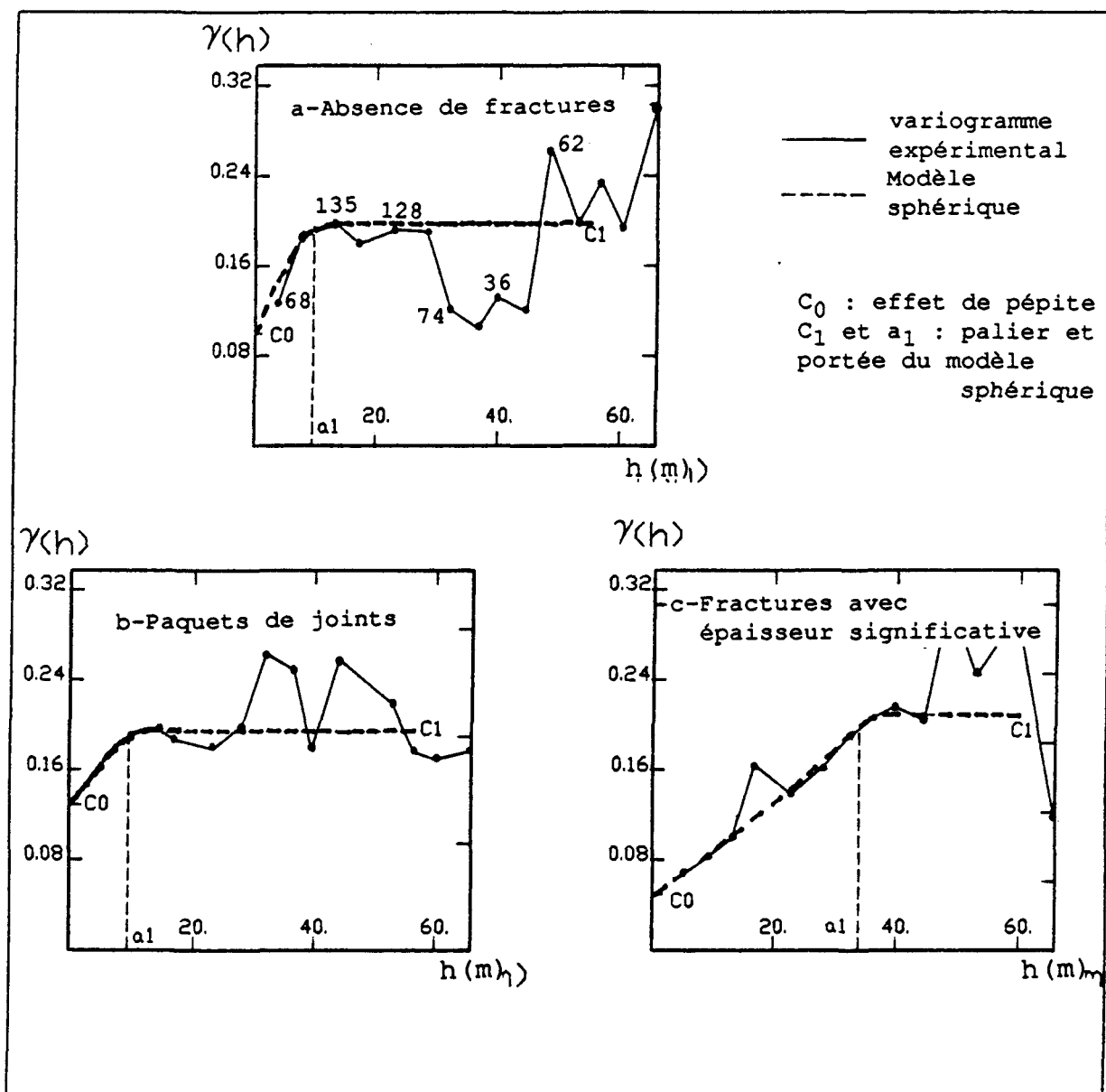


Figure 51 : Variogrammes des indicateurs de la famille I au niveau 1025' de la mine Henderson.

Même s'il n'est pas nécessaire que les variogrammes des indicateurs d'une même densité de fracturation vérifie l'hypothèse de corégionalisation linéaire (Bourgault et Marcotte, 1991), leurs variogrammes et variogrammes croisés (Journel, 1988) sont néanmoins liés par les relations suivantes :

$$\begin{aligned}\gamma_{I1I2} &= (\gamma_{I3I3} - \gamma_{I1I1} - \gamma_{I2I2}) / 2 \\ \gamma_{I2I3} &= (\gamma_{I1I1} - \gamma_{I2I2} - \gamma_{I3I3}) / 2 \\ \gamma_{I1I3} &= (\gamma_{I2I2} - \gamma_{I1I1} - \gamma_{I3I3}) / 2\end{aligned}$$

Les modélisations des variogrammes croisés sont présentées au tableau 2. Elles ont permis de vérifier que l'on obtient des résultats comparables à ceux obtenus par les relations précédentes.

3.3.4.3 Krigeage des indicateurs

En se basant sur les modélisations précédentes des variogrammes expérimentaux, une carte de krigeage est dressée pour chacun des trois indicateurs. Les cartes des deuxième et troisième indicateurs (toujours pour la famille I du niveau 1025' de la mine Henderson) sont présentées à la figure 52 à titre d'exemple. Les courbes d'iso-valeurs vont de 0 (probabilité nulle) à 1 (probabilité de 100%). Ces cartes ont

Tableau 2 : Variogrammes croisés expérimentaux des
indicateurs de fracturation de la famille I au
niveau 1025' de la mine Henderson

pour 111 observations :

h (m.)	Variogrammes croisés		
	I1I2	I1I3	I2I3
4	-0.084	0.003	-0.089
8	-0.114	-0.005	-0.074
12	-0.133	-0.021	-0.068
16	-0.142	-0.037	-0.083
20	-0.160	-0.041	-0.080
24	-0.162	-0.032	-0.071
28	-0.180	-0.043	-0.086
32	-0.176	-0.043	-0.077
36	-0.183	-0.031	-0.085
40	-0.165	-0.052	-0.072
44	-0.196	-0.038	-0.089
48	-0.178	-0.044	-0.077
52	-0.191	-0.039	-0.082
56	-0.167	-0.028	-0.091

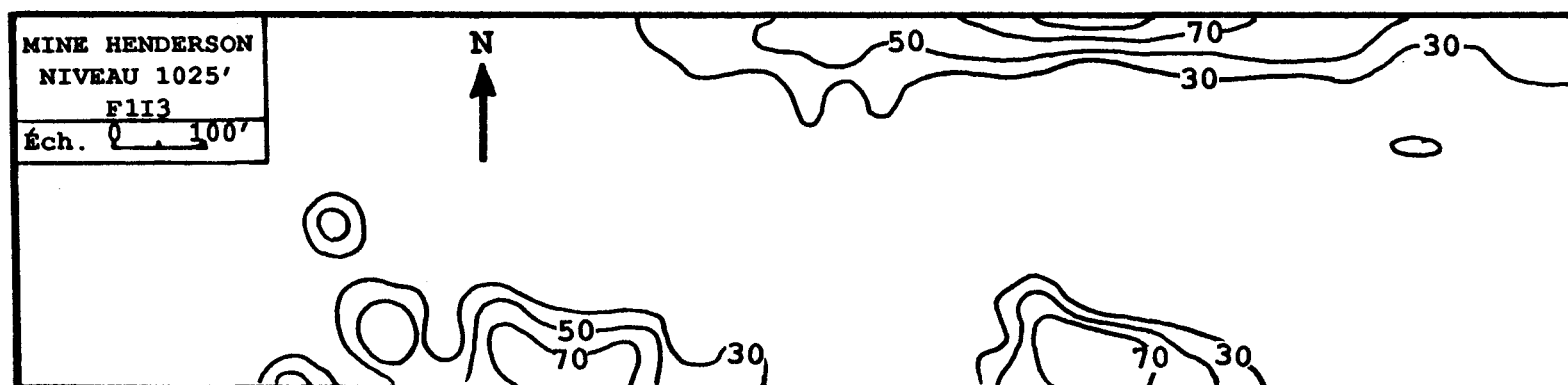
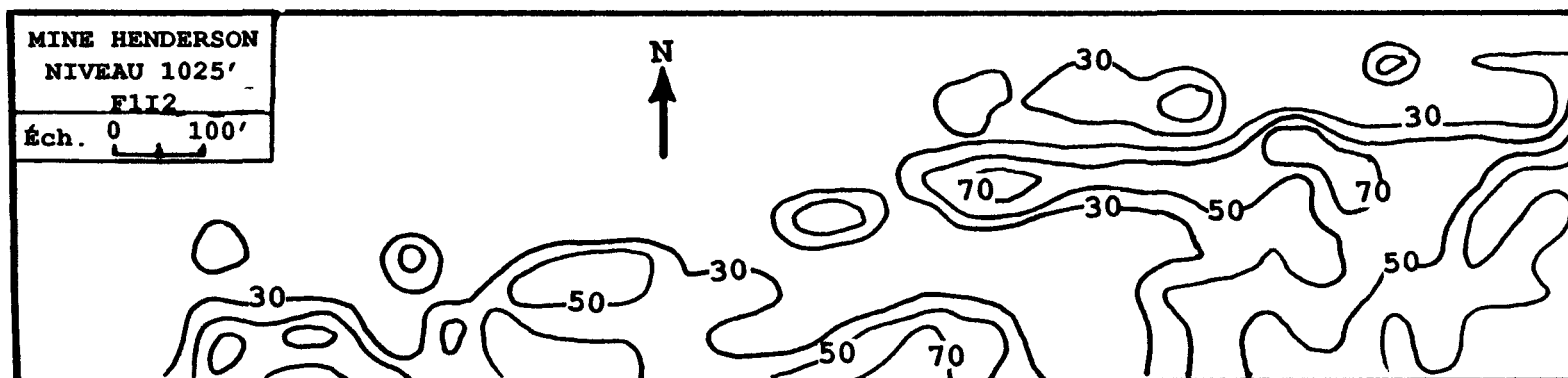


Figure 52 : Distribution spatiale des indicateurs de fracturation de la famille I au niveau 1025' de la mine Henderson

été réalisées à partir de grilles de points krigés de dimension 10m x 10m.

La zone de recherche utilisée lors du krigeage était circulaire, car aucune anisotropie n'a été mise en évidence sur les variogrammes. Le rayon de cette fenêtre de recherche a été fixé à 50 mètres et les nombres minimum et maximum de points utilisés sont respectivement 1 et 8. Lorsque le nombre d'observations disponibles dans la zone de recherche est inférieur à 1, l'estimation est impossible. Les zones non estimées sont indiquées par des courbes pointillées sur les cartes de krigeage présentées (figures 52 et 55 à 62).

La modélisation des variogrammes a été vérifiée par validation croisée pour le troisième indicateur de la famille I au niveau 1025' de la mine Henderson (figure 53). On n'observe aucune sur- ou sous-estimation systématique des valeurs krigées des indicateurs. De plus, une vérification a été faite pour l'ensemble du niveau sur la sommation des indicateurs (figure 54). Cette somme ne présente aucune tendance dans sa distribution spatiale et s'écarte relativement peu de un.

La cartographie du premier indicateur permet d'identifier les zones épargnées par la déformation associée à la famille I. Ce type d'information pourrait s'avérer utile

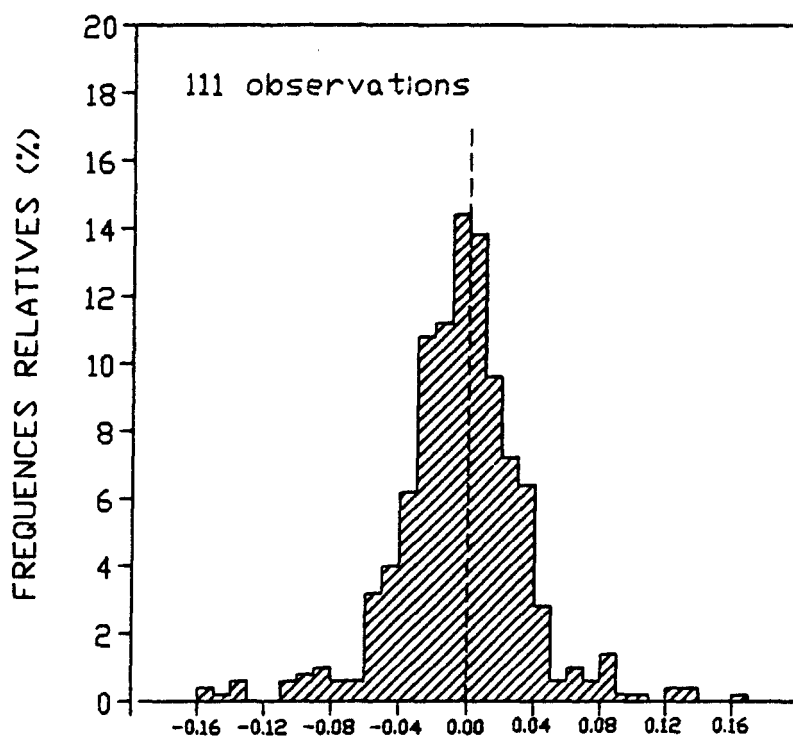


Figure 53 : Distribution des erreurs d'estimation sur l'indicateur F1I3 au niveau 1025' de la mine Henderson

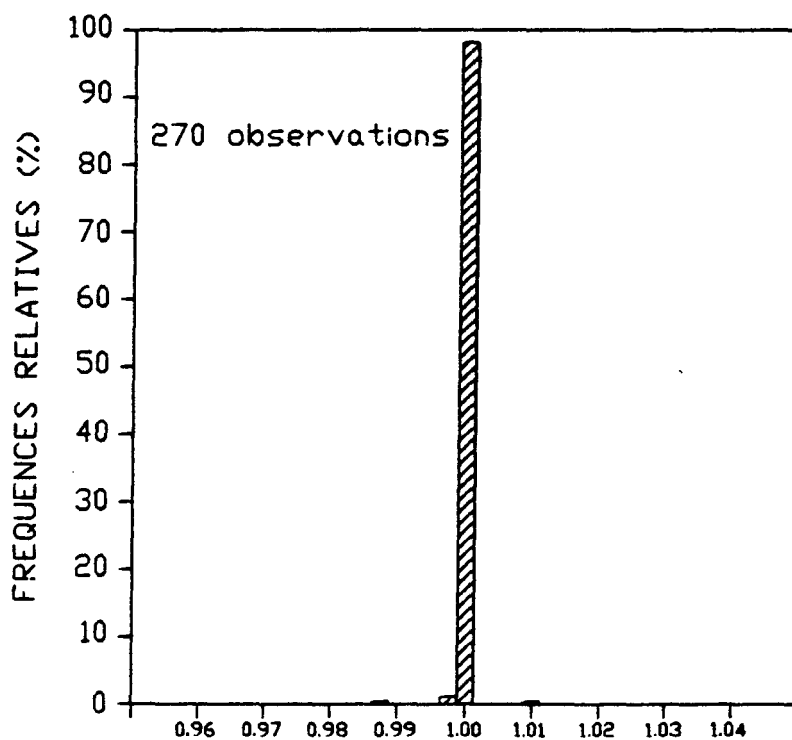


Figure 54 : Distribution de la sommation des indicateurs de la famille I au niveau 1025' de la mine Henderson

dans des applications géotechniques reliées à des problèmes de stabilité d'excavation ou d'écoulement d'eau.

La cartographie du deuxième indicateur permet de quantifier la distribution spatiale de la composante fragile de la famille considérée. Ceci pourra avoir à la fois des applications géotechniques mais aussi métallogéniques; ce type de fracturation ayant pu jouer un rôle dans les processus de mise en place et de remobilisation de la minéralisation.

Enfin, la cartographie du troisième indicateur permet d'évaluer la probabilité de rencontrer des cisaillements (dans le cas de la famille I) et ainsi de préciser la géométrie du réseau de fracturation à l'échelle du niveau 1025'. De plus, ces cisaillements ont probablement joué un rôle très important dans la circulation des fluides minéralisateurs et la distribution spatiale de cet indicateur peut donc constituer un outil d'exploration.

Le krigeage de l'indicateur semble donc être une méthode efficace pour quantifier la distribution spatiale des densités de fracturation dans les zones de cisaillement. Cette méthode originale permet de contourner le problème des valeurs extrêmes tout en tenant compte des connaissances sur le comportement géomécanique des zones étudiées. Bien que

cette technique semble alourdir les calculs requis en multipliant le nombre de paramètres, elle demeure rapide et simple à appliquer. De plus, la caractérisation structurale dans le modèle géomécanique des zones de cisaillement repose principalement sur cet indicateur.

3.4. APPLICATION DU KRIGEAGE DE L'INDICATEUR A L'ENSEMBLE DES SITES ET DES VARIABLES ÉTUDIÉES

La démarche géostatistique testée avec la famille I au niveau 1025' de la mine Henderson a été systématiquement appliquée aux densités de fracturation de l'ensemble des familles structurales identifiées dans les deux mines. La définition des indicateurs de fracturation utilisée précédemment a été conservée.

3.4.1 Principaux résultats de l'analyse structurale des variogrammes

L'introduction des indicateurs de fracturation a porté le nombre total de variables à 84 (i.e. 3 indicateurs x 5 familles x 4 niveaux à la mine Henderson, plus 3 indicateurs x 4 familles x 2 niveaux à la mine Copper Rand). La nomenclature FnIm est utilisée dans la suite de la thèse pour désigner ces paramètres, où n représente le numéro de la

famille et m le numéro de l'indicateur. Par exemple F2I3 désignera le troisième indicateur de la famille II.

C'est donc 84 variogrammes expérimentaux qui ont été calculés dans les directions normale et parallèle à l'orientation des cisaillements de Henderson et de Copper Rand. Puis, des modèles sphériques, pépitiqes ou combinés ont été ajustés à ces 84 variogrammes expérimentaux. Les résultats de ces modélisations sont synthétisés dans les tableaux 3 à 8. Aucune anisotropie significative n'ayant été enregistrée sur les variographies, les modèles ajustés sont tous isotropes.

On peut dégager certaines tendances de ces modèles concernant l'importance de la composante aléatoire et l'échelle de structuration spatiale des paramètres. Deux outils ont été considérés pour quantifier la "qualité" relative de la structuration spatiale de ces différents paramètres. D'une part, la portée (a_1) permet de définir l'amplitude de la continuité spatiale de la variable étudiée. D'autre part, le rapport de l'effet de pépite sur le palier ($C_0/(C_0+C_1)$) indique l'importance (en pourcentage) de la composante aléatoire dans la structuration spatiale de cette variable.

Tableau 3 : Modélisation des variogrammes d'indicateurs de fracturation pour le niveau 1025' de la mine Henderson

	Modèle pépitique	Modèle sphérique		rapport
	Effet de pépite (C0)	palier (C1)	portée (a1, en m.)	C0/(C0+C1)
F1I1	0.08	0.12	9	0.40
F1I2	0.15	0.08	9	0.65
F1I3	0.07	0.13	32	0.35
F2I1	0.12	0.12	20	0.50
F2I2	0.12	0.12	20	0.50
F2I3	0.05	0.02	35	0.66
F3I1	0.03	0.20	44	0.13
F3I2	0.04	0.13	57	0.24
F3I3	0.09	0.03	60	0.75
F4I1	0.22	aucun	aucun	1.00
F4I2	0.17	aucun	aucun	1.00
F4I3	0.16	aucun	aucun	1.00
F5I1	0.18	aucun	aucun	1.00
F5I2	0.18	aucun	aucun	1.00
F5I3	0.01	aucun	aucun	1.00

Tableau 4 : Modélisation des variogrammes d'indicateurs de fracturation dans la zone 1 du niveau 1450' de la mine Henderson

	Modèle pépitique	Modèle sphérique		rapport
	Effet de pépité (C0)	palier (C1)	portée (a1, en m.)	C0/(C0+C1)
F1I1	0.00	0.25	26	0.00
F1I2	0.04	0.06	20	0.40
F1I3	0.05	0.15	36	0.25
F2I1	0.15	0.07	20	0.68
F2I2	0.00	0.17	20	0.00
F2I3	0.12	aucun	aucun	1.00
F3I1	0.05	0.17	16	0.23
F3I2	0.08	0.10	12	0.44
F3I3	0.03	0.05	30	0.37
F4I1	0.04	0.16	32	0.25
F4I2	0.03	0.11	28	0.21
F4I3	0.00	0.20	30	0.00
F5I1	0.10	0.12	20	0.45
F5I2	0.13	aucun	aucun	1.00
F5I3	0.09	aucun	aucun	1.00

Tableau 5 : Modélisation des variogrammes d'indicateurs de fracturation dans la zone 2 au niveau 1450' de la mine Henderson

	Modèle pépitique	Modèle sphérique		rapport
	Effet de pépite (C0)	palier (C1)	portée (a1, en m.)	C0 / (C0+C1)
F1I1	0.17	0.07	22	0.71
F1I2	0.15	aucun	aucun	1.00
F1I3	0.15	0.11	48	0.58
F2I1	0.08	0.12	12	0.40
F2I2	0.05	0.07	18	0.42
F2I3	0.23	aucun	aucun	1.00
F3I1	0.15	aucun	aucun	1.00
F3I2	0.08	aucun	aucun	1.00
F3I3	0.16	aucun	aucun	1.00
F4I1	0.05	0.10	30	0.33
F4I2	0.06	aucun	aucun	1.00
F4I3	0.04	0.08	24	0.33
F5I1	0.09	0.10	12	0.47
F5I2	0.10	0.03	14	0.77
F5I3	0.10	0.06	18	0.63

Tableau 6 : Modélisation des variogrammes d'indicateurs de fracturation - Niveau 1975' - Mine Henderson

	Modèle pépitique	Modèle sphérique		rapport
	Effet de pépite (C0)	palier (C1)	portée (a1, en m.)	C0 / (C0+C1)
F1I1	0.00	0.32	48	0.00
F1I2	0.00	0.12	16	0.00
F1I3	0.06	0.18	32	0.25
F2I1	0.14	0.09	32	0.61
F2I2	0.04	0.14	18	0.22
F2I3	0.06	0.12	28	0.33
F3I1	0.06	0.08	28	0.43
F3I2	0.05	0.02	30	0.71
F3I3	0.04	0.13	30	0.24
F4I1	0.20	aucun	aucun	1.00
F4I2	0.15	aucun	aucun	1.00
F4I3	0.04	0.04	28	0.50
F5I1	0.12	0.12	40	0.50
F5I2	0.10	aucun	aucun	1.00
F5I3	0.06	0.13	26	0.32

Tableau 7 : Modélisation des variogrammes d'indicateurs de fracturation au niveau 1910' de la mine Copper Rand

Modèle pépitique		Modèle sphérique		rapport
	Effet de pépité (C0)	palier (C1)	portée (a1, en m.)	C0 / (C0+C1)
F1I1	0.17	0.08	20	0.68
F1I2	0.07	0.14	28	0.33
F1I3	0.15	0.05	33	0.75
F2I1	0.23	aucun	aucun	1.00
F2I2	0.08	0.08	28	0.50
F2I3	0.10	0.10	32	0.50
F3I1	0.13	0.11	38	0.54
F3I2	0.09	0.03	18	0.75
F3I3	0.08	0.12	32	0.40
F4I1	0.04	0.11	38	0.27
F4I2	0.04	aucun	aucun	1.00
F4I3	0.04	0.10	28	0.29

Tableau 8 : Modélisation des variogrammes d'indicateurs de fracturation au niveau 2200' de la mine Copper Rand

	Modèle pépitique	Modèle sphérique		rapport
	Effet de pépité (C0)	palier (C1)	portée (a1, en m.)	C0 / (C0+C1)
F1I1	0.17	0.09	38	0.65
F1I2	0.07	0.03	14	0.70
F1I3	0.16	0.09	28	0.64
F2I1	0.20	aucun	aucun	1.00
F2I2	0.06	0.13	20	0.32
F2I3	0.05	0.11	24	0.31
F3I1	0.18	aucun	aucun	1.00
F3I2	0.13	aucun	aucun	1.00
F3I3	0.10	aucun	aucun	1.00
F4I1	0.10	aucun	aucun	1.00
F4I2	0.26	aucun	aucun	1.00
F4I3	0.09	aucun	aucun	1.00

3.4.1.1 Etude de la portée (a1)

Quelque soit la nature des familles structurales étudiées, c'est à dire composées de fractures de tension ou de cisaillements, les modèles adoptés pour les trois indicateurs d'une même famille sont relativement similaires. Toutefois, lorsque le palier existe la portée est généralement plus grande pour I3 (indicateur de la présence de fractures avec une épaisseur significative) que pour I2 (indicateur de la présence de paquets de joints ou de fractures d'épaisseur négligeable). Cette observation souligne l'existence d'une structuration spatiale à plus grande échelle de la composante ductile de la déformation et ce, quelle que soit la famille considérée. Cette tendance est plus ou moins marquée selon les familles.

Les résultats précédents sont en accord avec les travaux de Ouellet et Gill (1986) sur la distribution des propriétés mécaniques dans les massifs rocheux. La diminution en importance des hétérogénéités locales lors de l'augmentation de la contrainte est liée à un comportement structuré de la fracturation (figure 1) . Les fractures montrant une épaisseur significative présentent donc une possibilité de prévision sur une plus grande distance, car leur structuration spatiale s'est développée à plus grande échelle.

Les remarques précédentes ne sont évidemment basées que sur la comparaison des deux indicateurs I2 et I3, l'absence de fractures (I1) apportant peu d'information dans ce cas. Ces résultats sont importants dans l'étude de la distribution spatiale de la déformation en fonction du comportement géomécanique des massifs rocheux et sur l'hypothèse formulée (figure 1) concernant la répartition de la fracturation en fonction de la contrainte moyenne ou de confinement (Archambault, comm.pers.)

L'utilisation d'un plus grand nombre d'indicateurs dans une étude expérimentale couvrant une gamme plus large de déformation pourrait permettre d'établir des relations quantitatives entre l'intensité de la déformation et sa structuration spatiale. Les modèles de variogrammes utilisés devraient alors être validés afin d'augmenter la robustesse des relations quantitatives.

3.4.1.2 Etude du rapport $C0/(C0+C1)$

Les résultats obtenus pour le rapport $C0/(C0+C1)$ sont également donnés dans les tableaux 3 à 8. La proportion relative de la composante aléatoire dans la distribution spatiale des différents indicateurs est très variable. Contrairement aux résultats fournis par les portées, aucune

tendance générale ne peut être dégagée entre les indicateurs des composantes fragile et ductile. En revanche, des différences importantes peuvent être enregistrées d'un niveau à l'autre pour une même famille structurale. Ceci souligne l'importance de l'interaction entre les différentes familles structurales dans la géométrie du réseau de fractures, notamment par des modifications locales des propriétés géomécaniques du massif rocheux fracturé (Wallis et King, 1980).

3.4.2 Principaux résultats du krigeage des indicateurs

La modélisation des variogrammes expérimentaux a permis la construction de cartes de distribution des différents indicateurs structuraux par krigeage. Afin d'alléger la présentation de cette thèse, certaines des cartes seulement seront fournies pour illustrer les principaux résultats obtenus. Chacune de ces cartes est accompagnée d'une carte de distribution de la variance d'estimation permettant de quantifier la fiabilité des paramètres estimés.

3.4.2.1 Utilisation de la variance d'estimation

La variance d'estimation reliée aux probabilités de présence de la famille I sous forme de fractures de cisaillement (indicateur I3) au niveau 1975' de la mine

Henderson est présentée à la figure 55. On remarque sur cette carte que plus on s'éloigne des lignes de relevés (carte A4), plus la variance d'estimation augmente. On peut ainsi, en fixant un seuil (70% par exemple), délimiter les secteurs d'une zone d'étude où l'information disponible est suffisante pour être utilisée (figure 55). La carte de krigeage présentée à la figure 56 constitue l'ultime étape de ce processus. Elle permet par exemple d'identifier les secteurs du niveau étudié présentant une probabilité de présence supérieure ou égale à 90% pour la variable F1I3 avec une variance d'estimation inférieure à 15% (zones hachurées). Cette quantification de la variance d'estimation fournit un outil décisionnel au géologue dans le choix de cibles potentielles.

3.4.2.2 Evolution d'un indicateur structural de niveau en niveau

L'utilisation de ces cartes de krigeage permet de suivre l'évolution des familles structurales en profondeur (d'un niveau de mine à l'autre). Ces corrélations permettent d'étudier les variations de la géométrie du réseau de fractures en trois dimensions. On observe ainsi à la figure 57, l'évolution de l'indicateur F2I3 (veines de tension d'orientation nord-sud sub-horizontales) entre les niveaux 1910' et 2200' de la mine Copper Rand. Cette famille, très

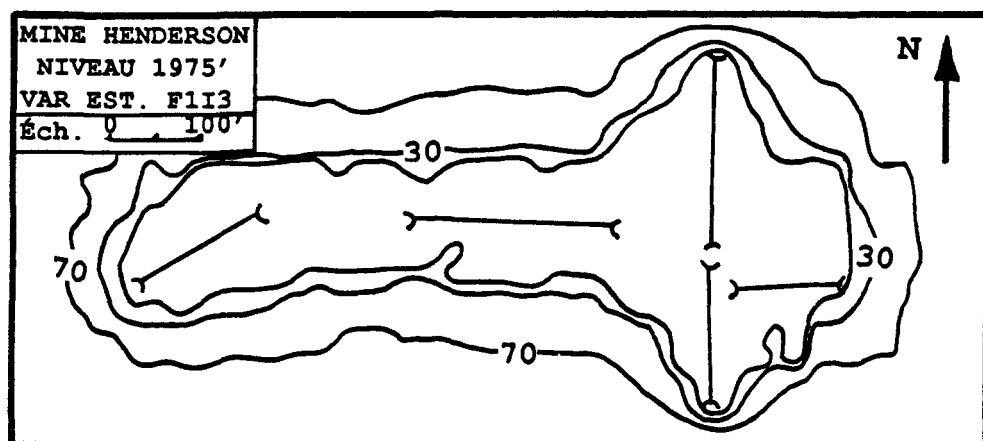


Figure 55 : Distribution spatiale de la variance d'estimation de l'indicateur F1I3 au niveau 1975' de la mine Henderson

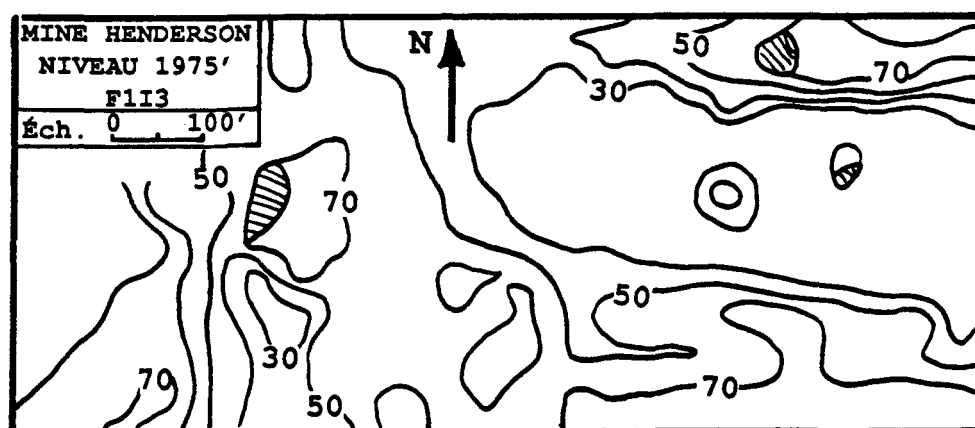


Figure 56 : Distribution spatiale de l'indicateur F1I3 au niveau 1975' de la mine Henderson.

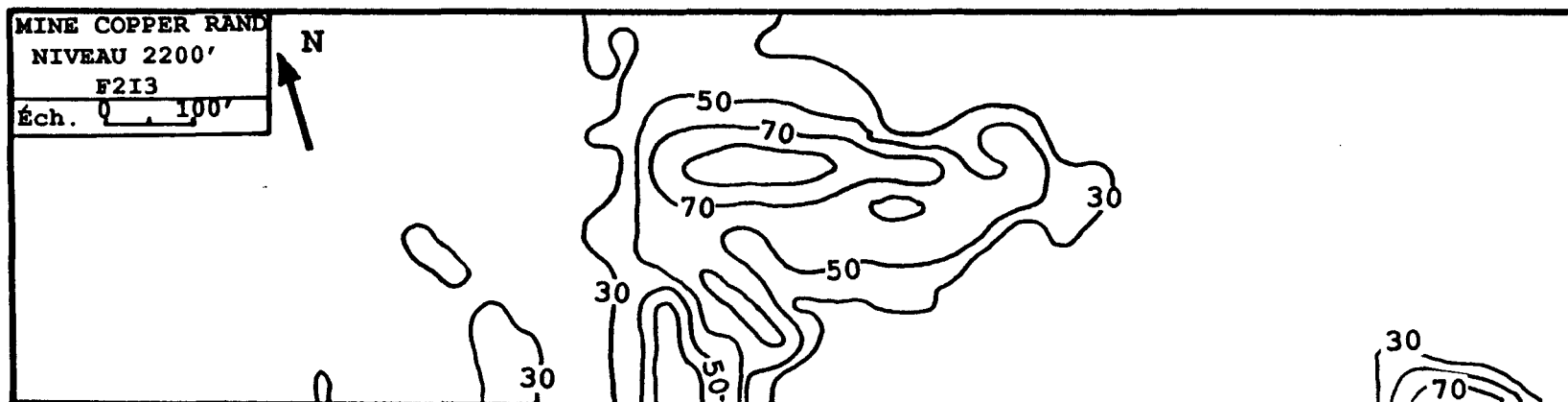
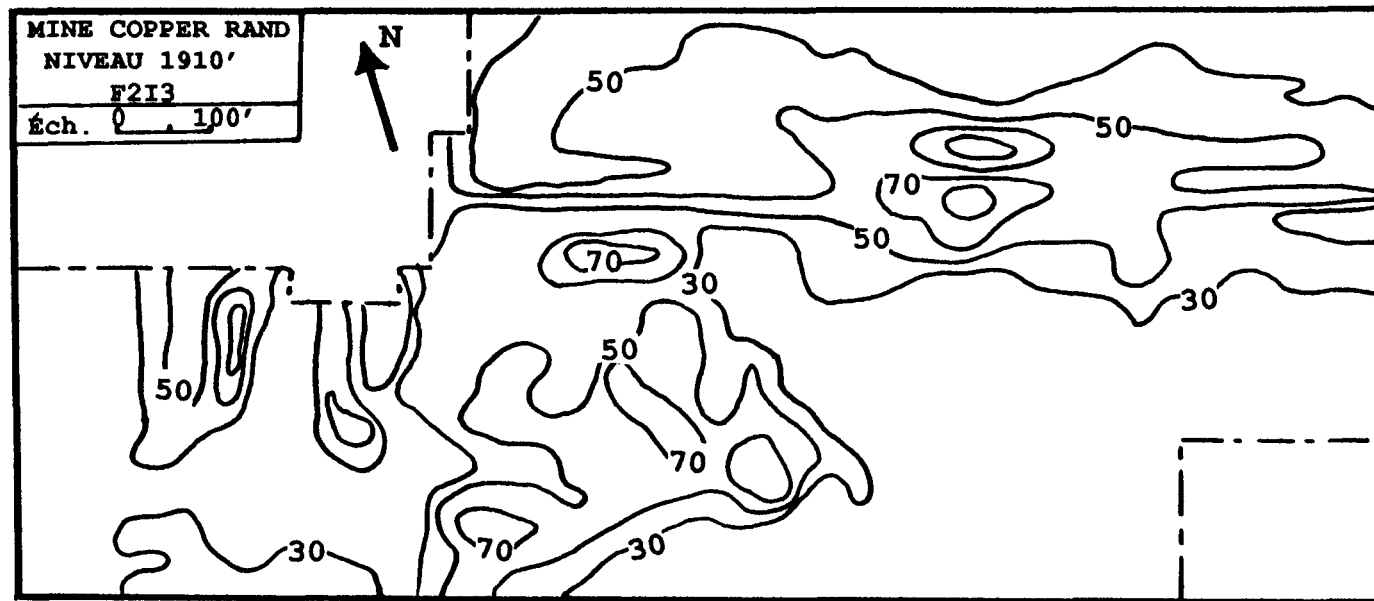


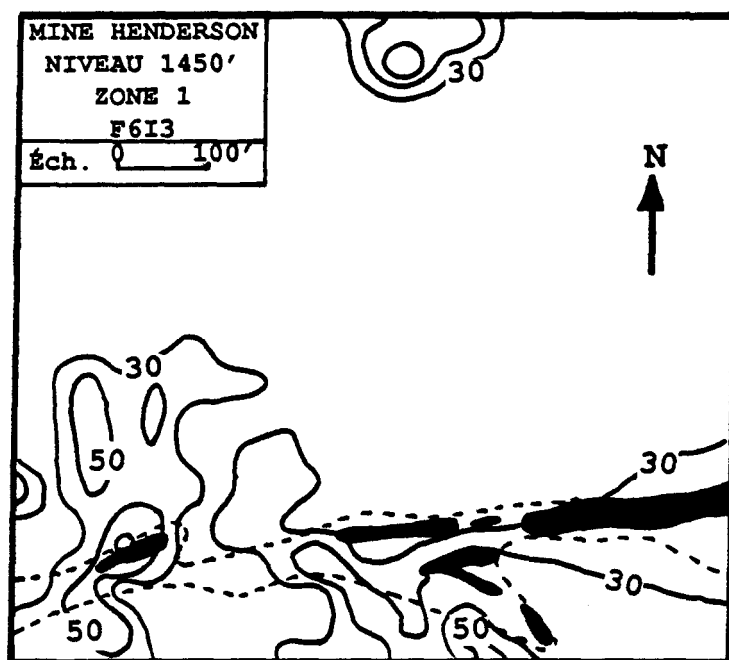
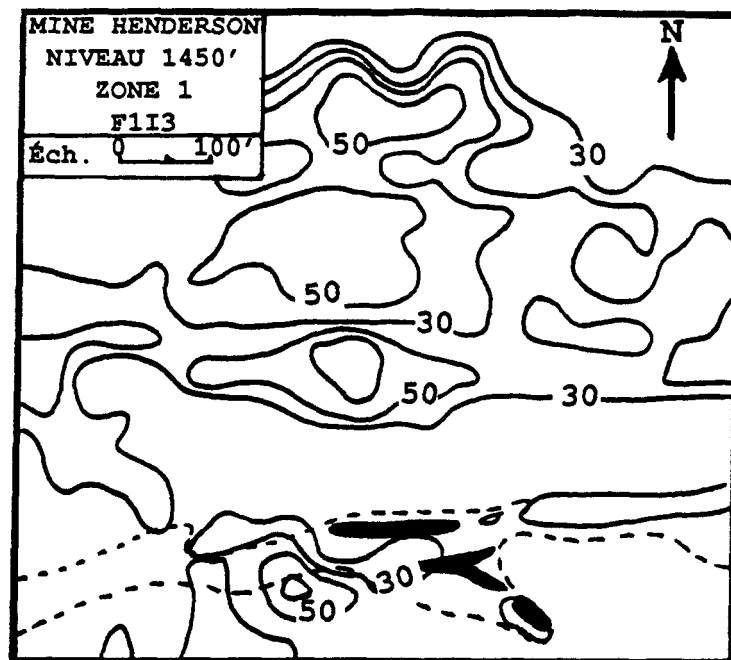
Figure 57 : Evolution de l'indicateur F2I3 du niveau 1910' au niveau 2200' de la mine Copper Rand

présente au niveau 1910', semble se confiner en trois zones de dimensions restreintes au niveau 2200'.

Cette même observation peut être faite pour l'indicateur F1I3 (cisaillements nord-est sub-verticaux). Il semble donc que le développement des patrons anastomosés au niveau 2200' s'accompagne d'une disparition partielle des principales familles de fractures. Si cette observation est logique pour la famille II qui représente des veines de tension synchrones au développement du cisaillement de Copper Rand, elle semble en revanche en contradiction avec l'interprétation faite précédemment des failles de cisaillement nord-est comme étant associées à la faille du Lac Doré (figure 13) et postérieures au cisaillement Copper Rand, d'après les observations de terrain.

3.4.2.3 Etude comparée de deux familles structurales

La figure 58 met en évidence une certaine opposition spatiale entre les indicateurs I3 des familles I (est-ouest à pendage sub-vertical) et VI (sud-est à pendage sub-vertical) dans la zone 1 du niveau 1450' à la mine Henderson. Il semble donc que la fracturation secondaire dans cette zone se concentre localement sous la forme de l'une ou l'autre de ces deux familles. La même observation peut être faite pour les indicateurs I2 de ces deux mêmes familles.



--- limite de la zone d'intense foliation
 ● veines minéralisées

Figure 58 : Distribution spatiale comparée des indicateurs F1I3 et F6I3 dans la zone 1 au niveau 1450' de la mine Henderson

La famille I se retrouve préférentiellement dans les zones de forte déformation près des cisaillements principal et subsidiaires où l'anorthosite est affectée par une intense foliation (voir carte B2); alors que la famille VI semble plutôt se développer en périphérie. Cette deuxième famille peut donc être interprétée comme une signature géomécanique plus distale par rapport au cisaillement Henderson-Portage.

3.4.3 Originalité de la méthode

La démarche géostatistique présentée à la section 3.4 permet de quantifier la distribution spatiale des fractures tout en tenant compte de la connaissance structurale du domaine étudié. Ceci peut être réalisé grâce à l'utilisation du krigeage de l'indicateur. En effet, les indicateurs permettent de discriminer les différentes composantes géomécaniques des familles structurales en intégrant les connaissances géologiques et les résultats des analyses statistiques des paramètres géométriques et génétiques des fractures. De plus, c'est une méthode très versatile qui pourrait être adaptée à tous les couloirs de cisaillement présentant un comportement fragile à fragile-ductile.

Les résultats fournis par l'analyse géostatistique sont de deux natures. D'une part, la modélisation des variogrammes

expérimentaux permet de comparer la "qualité" de la structuration spatiale de chaque indicateur structural, notamment leur portée -correspondant à l'échelle de structuration- et l'importance de la composante aléatoire dans leur distribution. D'autre part, les cartes de krigeage permettent de représenter l'évolution spatiale de chaque indicateur pour chaque zone étudiée. Ces cartes mettent donc en évidence l'évolution des familles structurales en trois dimensions et permettent des comparaisons entre différentes familles ainsi que des corrélations avec la cartographie structurale des zones étudiées. Enfin, les cartes de la variance d'estimation du krigeage constituent des outils de quantification de l'incertitude reliée à ces estimations. Elles permettent au géologue d'identifier les zones les mieux échantillonnées et celles nécessitant de nouvelles campagnes d'investigation.

4. CORRÉLATIONS ENTRE LES DISTRIBUTIONS SPATIALES DE LA DÉFORMATION DUCTILE ET DE LA FRACTURATION

Afin de vérifier et de préciser les modèles géomécaniques existants pour les mines Henderson et Copper Rand, les résultats de la quantification de la distribution spatiale des fractures, obtenus par géostatistique, ont été

comparés aux cartes de distribution de la déformation ductile (cartes B1 à B7). Les résultats obtenus sont présentés successivement pour les deux mines et pour la zone 2 située au sud du cisaillement Henderson au niveau 1450'.

4.1 MINE HENDERSON

La particularité de la mine Henderson dans la région de Chibougamau réside dans le fait que le cisaillement qui la traverse n'est recoupé par aucune autre structure. Les structures secondaires observées sur les cartes B1 à B4 ont toutes été reliées à la formation du cisaillement principal (section 2.1). De plus, la déformation présente une intensité croissante des épontes vers le coeur du cisaillement à l'exception de quelques zones de dilatance minéralisées.

Ce modèle structural particulier peut être précisé grâce aux cartes de distribution des indicateurs de fracturation obtenus précédemment. En effet, les fractures de cisaillement associées en orientation aux structures secondaires du cisaillement principal se développent à proximité immédiate de ces structures secondaires. Cette observation est particulièrement mise en évidence au niveau 1025' pour les deux familles de fractures à pendage sub-vertical soient les cisaillements d'orientation est-ouest de la famille I (figure

52) et les cisaillements nord-sud de la famille II (figure 59).

De même, la fracturation associée au cisaillement principal d'Henderson (famille III) disparaît progressivement vers le coeur du couloir de cisaillement où la déformation devient purement ductile. Cette disparition se fait d'autant plus vite que la puissance du cisaillement augmente.

4.2 MINE COPPER RAND

La mine Copper Rand, beaucoup plus caractéristique de l'ensemble des gisements du Complexe gabbro-anorthositique du Lac Doré, présente un patron de déformation anastomosée avec d'importantes variations locales dans l'orientation et l'intensité de la déformation. A l'opposé de la mine Henderson, il faut remarquer l'importance des fractures et veines de tension qui se développent selon trois orientations principales sur chacun des niveaux.

La distribution des fractures et des veines de tension est spatialement très variable et semble dépendre d'une part des variations d'orientation de la déformation et d'autre part de l'interaction locale entre ces familles. Ainsi, la figure 57 montre un confinement de la famille II entre les

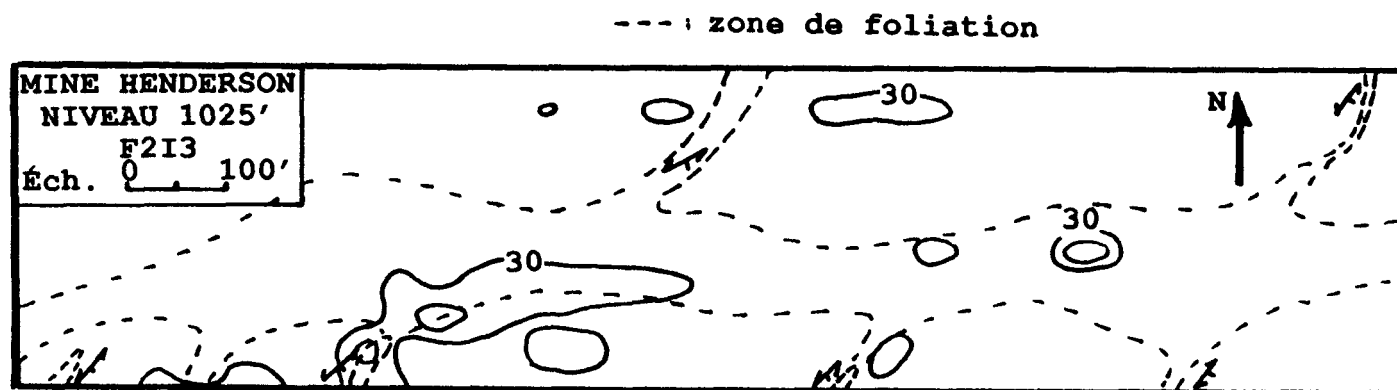


Figure 59 : Distribution spatiale de l'indicateur F2I3 au niveau 1025' de la mine Henderson

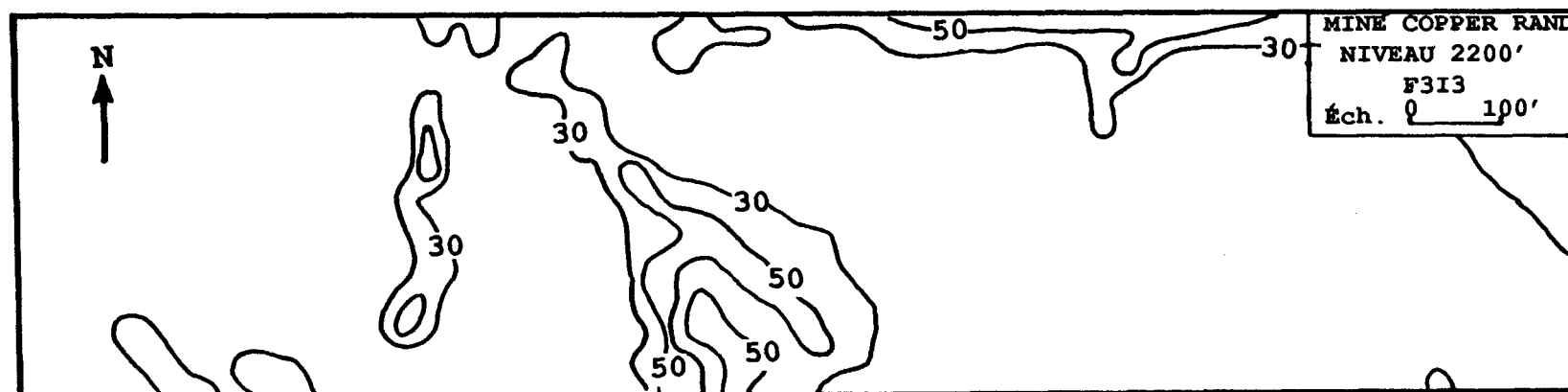
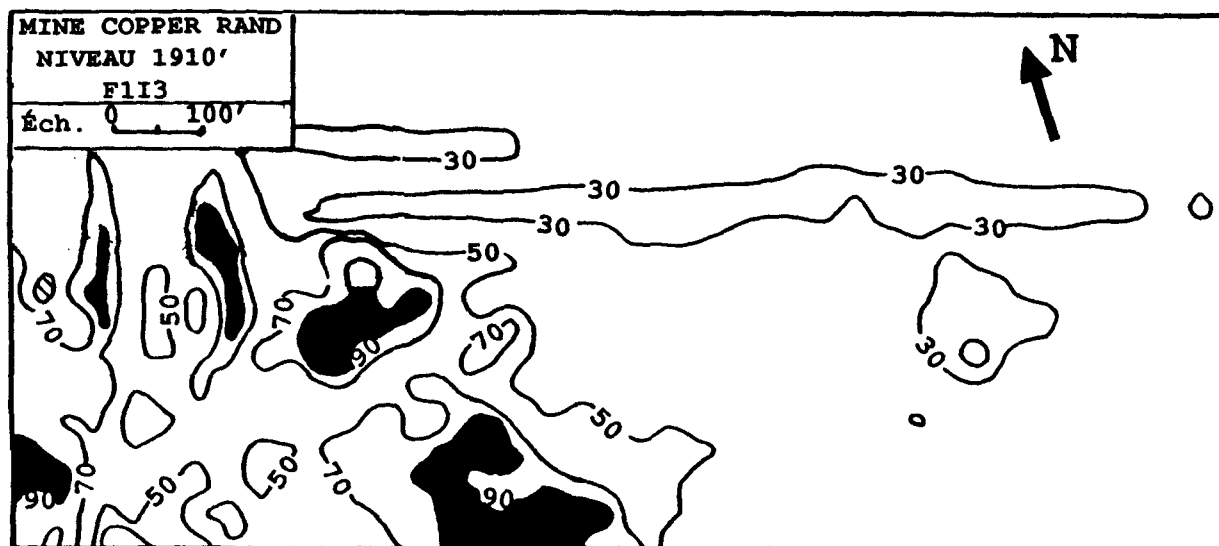


Figure 60 : Distribution spatiale de l'indicateur F3I3 au niveau 2200' de la mine Copper Rand

niveaux 1910' et 2200' alors que la famille III subit un sort inverse (figure 60).

L'augmentation en fréquence et en importance des cisaillements nord-est à pendage abrupt vers l'ouest (famille I) à l'approche de la faille du Lac Doré (figure 13), observée lors des relevés de terrain, se confirme au niveau 1910' sur la carte de distribution de l'indicateur I3 (figure 61). En revanche, ces cisaillements semblent moins fréquents au niveau 2200', où l'intensité de la déformation est en moyenne plus élevée. Cette observation est paradoxale car ces cisaillements nord-est recoupent systématiquement la schistosité, la linéation d'étirement ainsi que les veines de tension reliées au cisaillement principal.

Il faut donc expliquer comment la phase de déformation qui a provoqué la formation du cisaillement Copper Rand a pu influencer la distribution spatiale de fractures postérieures à cet événement. L'hypothèse la plus probable est que les plans de fracturation nord-est ont été créés de façon synchrone au développement du cisaillement Copper Rand dont ils pourraient représenter la conjuguée en direction, puis ont été réutilisés postérieurement par une phase plus tardive de déformation. Seuls les plans ayant subsisté à la première phase auraient ainsi été utilisés comme plans préférentiels de faiblesse par la deuxième phase. Celle-ci pourrait être



archéenne, comme le suggère Archambault et al. (1984), reliée à la formation du cisaillement Henderson plus au nord, ou protérozoïque et reliée au front de Grenville situé quelques kilomètres à l'est (figure 12).

4.3 MINE HENDERSON - NIVEAU 1450' - ZONE 2

L'étude de la zone 2 au niveau 1450' de la mine Henderson a permis d'observer l'évolution des patrons de fracturation à l'approche du cisaillement principal. C'est pourquoi elle est traitée séparément des autres zones de la mine Henderson.

La diminution progressive des probabilités associées à l'indicateur F1I1, observée sur la figure 62, met en évidence la relation spatiale entre la proximité d'une zone majeure de déformation et la probabilité de rencontrer la fracturation qui lui est associée. En effet, l'indicateur F1I1 constitue la fonction complémentaire de la somme des indicateurs F1I2 et F1I3. Une diminution de F1I1 correspond donc à une augmentation de l'une ou l'autre de ces deux formes de fracturation. La caractérisation des signatures structurales d'une zone de déformation permet donc, à l'aide de cartes d'indicateurs structuraux, de déceler sa proximité.

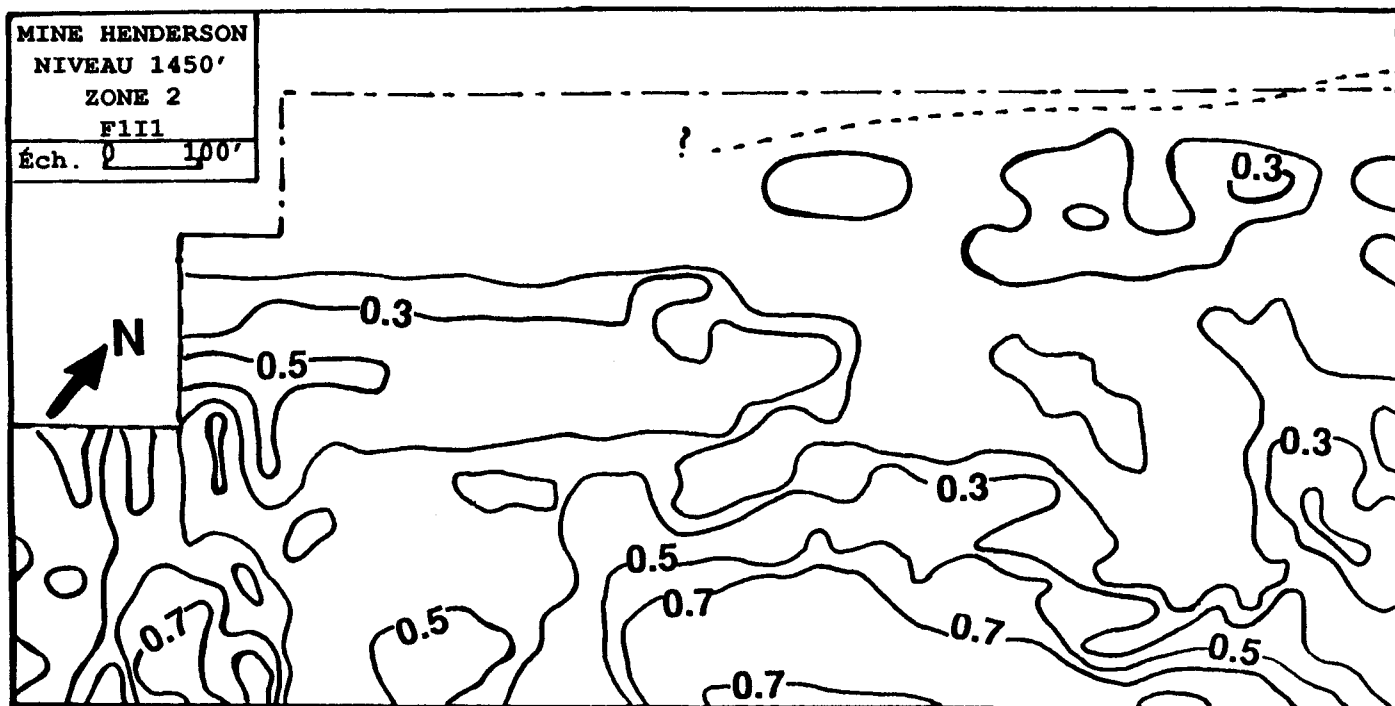


Figure 62 : Evolution de l'indicateur F1I3 à l'approche du cisaillement Henderson au niveau 1450'

4.4 SYNTHÈSE GÉOMÉCANIQUE

La quantification de la distribution spatiale des fractures permet donc d'apporter certaines précisions sur les modèles géomécaniques de ces grandes zones de déformation. En plus de souligner la différence déjà observée entre les deux mines, les cartes de distributions des indicateurs structuraux mettent en évidence la prédominance du cisaillement principal à la mine Henderson ainsi que l'existence de structures secondaires dont la fréquence peut ainsi être visualisée.

A la mine Copper Rand, ces cartes ont démontré l'importance des variations locales des déformations ainsi que l'interaction entre différentes familles structurales. De plus, les cartes de distribution de la famille I à la mine Copper Rand soulignent l'influence d'une première phase de déformation sur la mise en place de structures associées à une phase plus tardive. Elles confirment ainsi le rejeu potentiel des fractures de cisaillement d'orientation nord-est comme cela a été suggéré par certains auteurs (Archambault et al., 1984).

Enfin, les cartes d'indicateurs de fracturation peuvent servir, comme dans le cas de la zone 2 au niveau 1450' de la mine Henderson, à prédire la proximité ou la présence d'une

zone de déformation dont on connaît la signature structurale. Cette zone constitue en fait un bon exemple d'utilisation de la quantification de la distribution spatiale des fractures en exploration dans ce type de contexte structural. On peut envisager, par exemple, que les indicateurs de fracturation puissent être estimés à partir de carottes de forage, à condition d'effectuer des mesures d'orientation vraie des structures sur des carottes orientées.

5. CONCLUSIONS

Une approche a été développée pour quantifier la fracturation dans les zones de cisaillement, en tenant compte de leurs particularités génétiques et géométriques. L'utilisation du krigeage de l'indicateur a permis de surmonter les difficultés rencontrées par les méthodes géostatistiques traditionnelles tout en tenant compte des connaissances géologiques et géomécaniques des secteurs étudiés.

Les cartes de probabilité de présence des différents indicateurs structuraux ont ainsi permis de vérifier et de préciser les modèles géomécaniques déjà proposés pour les zones étudiées. Ces outils de quantification de la

distribution spatiale des fractures sont applicables dans toutes les zones de cisaillement au comportement géomécanique fragile à fragile-ductile.

Enfin, on peut souligner que les cartes de variance d'estimation qui accompagnent les cartes de krigeage des indicateurs structuraux permettent d'évaluer la qualité de l'information obtenue et donc de préciser la fiabilité de ces estimations.

PARTIE III
DISTRIBUTION SPATIALE DE
LA MINÉRALISATION

1. INTRODUCTION

L'étude de la distribution spatiale de la minéralisation dans les sites investigués par les relevés structuraux revêt une importance. En effet, les zones de cisaillement exercent un fort contrôle structural sur la mise en place de la minéralisation dans ces gisements filoniens (Poulsen et Franklin, 1981; Robert et al., 1983; Guha et al., 1983; Archambault et al., 1984; Sanborn et Schwerdtner, 1986). L'étude spatiale comparée des structures et des teneurs, et la quantification de leurs modalités d'association présentent des applications importantes en exploration minière.

L'étude portera sur l'ensemble des aspects de la minéralisation et non pas seulement sur la partie économique (Au,Cu). Une attention sera donc portée également à la cartographie des faciès d'altération et à la distribution des éléments présentant un faible potentiel économique dans ces mines (Ag,Zn), mais qui sont probablement associés à la mise en place de l'or et du cuivre.

Les caractéristiques statistiques des teneurs seront étudiées avant de quantifier la distribution spatiale de la minéralisation. Puis les histogrammes des analyses recomposées sur une longueur uniforme de forage seront construits. L'analyse de la corrélation entre les différents éléments permettra de dégager d'éventuels liens entre ceux-ci. Les résultats de cette analyse statistique des teneurs permettront de choisir la méthode la plus appropriée pour quantifier leur distribution spatiale. Il serait alors intéressant de pouvoir évaluer le risque d'erreur associé à cette quantification.

L'ensemble de ces résultats permettra de vérifier et de préciser les modèles métallogéniques existants, que ce soit au niveau de la distribution spatiale des teneurs ou au niveau des faciès d'altération, et de mettre éventuellement à jour de nouveaux liens entre ceux-ci.

2. DISTRIBUTION SPATIALE DES FACIES D'ALTÉRATION

Quatre principaux faciès d'altération de l'anorthosite du Complexe du Lac Doré, associés à ces gisements, peuvent généralement être distingués des épontes vers le coeur des zones de cisaillement (figure 23; Guha et Koo, 1975). Afin de

vérifier ce modèle et d'en préciser les variations locales dans les sites d'étude, une cartographie systématique de l'occurrence des différents minéraux d'altération a été menée. Cette cartographie est basée sur la compilation des plans géologiques au 1":20' établis par les géologues de la mine, ainsi que sur les diagraphies des forages au diamant réalisés sur ces niveaux.

L'ensemble de l'information disponible a été vérifiée lors des relevés de terrain aux endroits encore accessibles dans chacune des deux mines. Dans un premier temps, une typologie de l'assemblage quartz-carbonates-sulfures (Qtz-Ca-Sf) qui se retrouve sous différents faciès selon son origine génétique sera proposée. Dans un deuxième temps, une synthèse cartographique sera présentée pour chacun des niveaux des deux mines investiguées.

2.1. TYPOLOGIE DE L'ASSEMBLAGE QUARTZ-CARBONATES-SULFURES

L'assemblage de Qz-Ca-Sf se retrouve sous différents faciès dans les gisements du Complexe du Lac Doré. Deux pôles opposés se distinguent, entre lesquels une série de stades intermédiaires peuvent être identifiés. Ces deux pôles sont reliés au contexte géomécanique local (Guha et Koo, 1975; Archambault et al., 1984). Ce sont respectivement les

schistes à sulfures et les veines de dilatation riches en sulfures (figure 63).

Les schistes à sulfures se présentent généralement sous la forme de couches rubanées plus ou moins épaisses (quelques centimètres). Le rubanement est dû à une alternance de couches pauvres en Qz-Ca-Sf et riches en séricite et/ou chlorite (couches plus foncées), et de couches riches en Qz-Ca-Sf et pauvres en séricite et/ou chlorite (couches plus claires). Ces sulfures disséminés prennent quelques fois une allure massive sous forme de petites veines.

A l'opposé, l'assemblage Qtz-Ca-Sf se retrouve aussi sous forme de veines de dilatation de dimensions métriques, lesquelles contiennent souvent des fragments de schiste à sulfures. Ces veines présentent un degré de déformation beaucoup moindre que les schistes à sulfures (Guha et al., 1983). La minéralisation à l'intérieur de ces veines est localisée dans différents sulfures dont les plus importants sont la pyrite, la pyrrothine et la chalcoppyrite. Il est à noter que si la pyrite et la pyrrothine sont très étroitement associées, la chalcoppyrite peut localement se différencier des deux premières. Il sera donc intéressant dans la suite de l'étude de vérifier si la distribution spatiale des veines à chalcoppyrite peut se différencier de celle des veines sans chalcoppyrite, et de voir si cette différenciation peut être

interprétée en relation avec l'évolution des patrons d'altération et le contexte géomécanique.

Guha et Koo (1975) ont utilisé un modèle de remobilisation à l'état fluide durant la période de développement de ces zones de cisaillement pour expliquer la présence de ces deux types de minéralisation, soient les schistes à sulfures et les veines de Qz-Ca-Sf. La présence des schistes à sulfures est due à l'épisode de métamorphisme relié à la genèse de la zone de cisaillement. Ce processus produit une migration des sulfures originellement disséminés vers des zones soumises à un régime de contraintes moins intense. Il aboutit au rubanement observé et à la formation de petits horizons de sulfures massifs. Cette première étape de concentration de la minéralisation se fait donc essentiellement par mobilisation à l'état solide.

Puis, au fur et à mesure du développement de la zone de cisaillement, le phénomène de contractance-dilatance vu précédemment (figure 9) va faciliter la circulation des fluides hydrothermaux. Il y a donc remobilisation de ces mêmes sulfures, ainsi que du quartz et des carbonates, par circulation de fluides, ainsi minéralisés, vers des zones de moindre pression. Les veines de dilatation seront ainsi remplies par ce nouveau matériel au fur et à mesure de leur ouverture grâce au mécanisme de cisaillement-dilatance.

2.2. CARTOGRAPHIE DES FACIES D'ALTÉRATION

La synthèse des résultats de cette cartographie sera présentée successivement pour chacun des niveaux investigués dans les deux mines (cartes C1 à C7). Les mêmes légendes ont été utilisées dans tous les sites d'investigation puisque les deux mines sont situées dans le complexe anorthositique et présentent des faciès d'altération similaires.

2.2.1 Mine Henderson

2.2.1.1 Niveau 1025'

Les quatre faciès d'altération de l'anorthosite décrits précédemment se retrouvent au niveau 1025' de la mine Henderson. Tel que prévu par le modèle vu précédemment (figure 23), on observe une évolution de la zone de cisaillement des épontes, vers son centre (carte C1). L'altération passe successivement d'une anorthosite soumise uniquement au métamorphisme régional ("schistes verts") à une zone d'altération dominée par la séricite avec des proportions plus ou moins importantes de chlorite, carbonates, quartz et sulfures. Puis, le faciès suivant est caractérisé par les mêmes minéraux, mais cette fois la chlorite est dominante par rapport à la séricite. Enfin, les

veines de quartz-carbonates-sulfures (Qtz-Ca-Sf) sont situées au coeur du cisaillement principal et dans les structures secondaires qui lui sont associées.

La distribution spatiale des différents types de minéralisation a été étudiée en se basant sur la typologie établie précédemment pour l'assemblage Qtz-Ca-Sf. Les schistes à sulfures se retrouvent dans les zones d'altération en séricite et en chlorite. Les veines représentent la concentration de ces minéraux par remobilisation à l'état fluide, selon le modèle de Guha et Koo (1975) vu précédemment. Enfin, la présence d'anorthosite fraîche à ce niveau permet de définir clairement les épontes du cisaillement qui sont délimitées par la zone d'altération en séricite.

Les zones d'altération en chlorite et séricite soulignent la présence de structures secondaires d'orientation nord-sud et est-ouest. De plus, les variations dans l'épaisseur de ces deux faciès dans la zone principale de cisaillement peuvent être interprétées comme des zones alternées de contractance et de dilatance. Les veines de Qtz-Ca-Sf ont été divisées en deux groupes, celles où la pyrite est dominante et celles où la chalcoppyrite est prépondérante sur les autres sulfures. Cette subdivision a été faite afin

de tester une discrimination éventuelle dans la morphologie et la disposition spatiale de ces deux types de veines.

On peut observer sur la carte de synthèse de ce niveau (carte C1) que les veines riches en chalcoppyrite sont de dimensions plus restreintes que celles riches en pyrite. De plus, les premières sont souvent situées en périphérie des secondes. Bien que ce phénomène ne puisse pas être généralisé à l'ensemble du niveau, il semble qu'il se produise localement une concentration de chalcoppyrite en bordure des veines plus importantes, riches en pyrite et pyrrothine. Ce phénomène, qui peut être observé à différentes échelles, est illustré à la figure 64.

2.2.1.2 Niveau 1450'-Zone 1

Dans la zone 1 du niveau 1450', une zonation des quatre faciès d'altération est à nouveau mise en évidence, des épontes vers le coeur du cisaillement (carte C2). Toutefois, la localisation de ce secteur permet de mettre en évidence la présence de cisaillements de dimensions modestes au nord du cisaillement Henderson-Portage. Quelques dykes à porphyre de quartz ont également pu être observés dans ce secteur. Ces dykes sont plutôt rares à la mine Henderson. Enfin, l'existence de structures secondaires est à nouveau soulignée par la zone d'altération en chlorite.

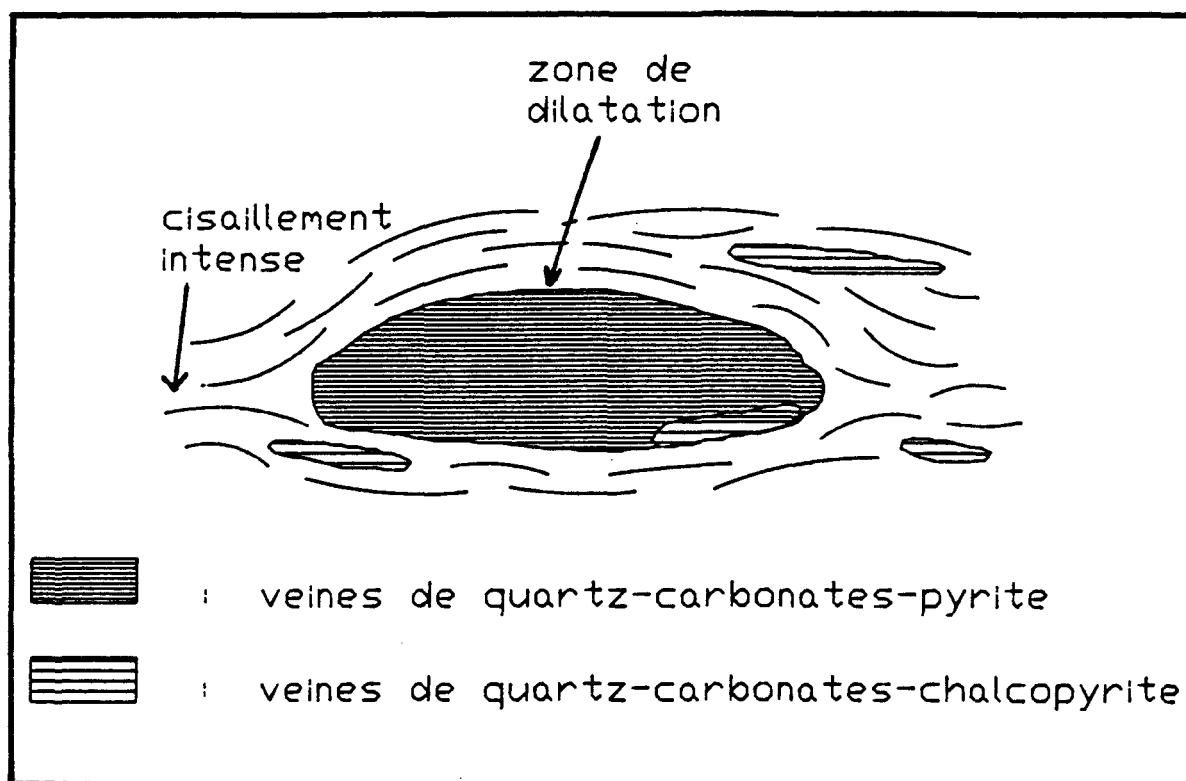


Figure 64 : Modèle de distribution spatiale des veines de Qz-Ca-Sf

Le mécanisme de concentration des veines riches en chalcoppyrite autour des veines principales riches en pyrite s'applique très bien pour l'ensemble du niveau et à différentes échelles.

2.2.1.3 Niveau 1450'-Zone 2

La zone 2 du niveau 1450' est localisée au sud du cisaillement Henderson-Portage. L'anorthosite fraîche est prépondérante. Elle est traversée par des zones d'altération en séricite de direction grossièrement nord-sud et est-ouest. Certaines de ces structures présentent même un "coeur" de chlorite avec quelques veines minéralisées (carte C3). Il est impossible de distinguer une évolution des faciès d'altération au fur et à mesure qu'on se rapproche du cisaillement principal.

2.2.1.4 Niveau 1975'

Les épontes du cisaillement sont encore une fois très bien définies au niveau 1975'. La zone d'altération en séricite met en évidence un élargissement de la zone de cisaillement dans la partie sud-ouest de la carte C4. Des lambeaux d'anorthosite fraîche se retrouvent dans cette partie soulignant ainsi l'élargissement du cisaillement

d'Henderson. De nombreuses structures secondaires sont encore une fois observées, soulignées par les contacts entre les zones d'altération en séricite et en chlorite. De petits cisaillements parallèles au cisaillement principal, et situés au nord et au sud de celui-ci, renferment un peu de minéralisation économique qui a été minée lors de l'exploitation. Enfin, ce niveau est marqué par l'absence de veines à chalcopryrite ainsi que l'absence totale de dykes.

2.2.2 Mine Copper Rand

2.2.2.1 Niveau 1910'

La synthèse des assemblages minéralogiques du niveau 1910' de la mine Copper Rand est présentée à la carte C5. Il est extrêmement difficile à la mine Copper Rand de délimiter avec précision la zone principale de cisaillement. En effet, l'anorthosite fraîche ne s'y retrouve que très rarement, et seulement sous forme de lambeaux tectoniques. Cette anorthosite fraîche est totalement absente au niveau 1910'. Le secteur étudié est considéré comme faisant partie en totalité de cette zone principale.

On observe une importante quantité de dykes, dont certains sont spatialement associés à la minéralisation. Cependant, un grand nombre ne sont associés à aucune veine à

ce niveau. Ceci pourrait remettre en question l'hypothèse selon laquelle ces dykes sont génétiquement liés à la mise en place de la minéralisation dans les veines. La gradation des faciès d'altération s'observe très bien à ce niveau. En effet, malgré les variations transversales importantes en chlorite et séricite, les veines minéralisées se retrouvent essentiellement au coeur de la zone d'altération en chlorite.

2.2.2.2 Niveau 2200'

La cartographie des faciès d'altération au niveau 2200' est synthétisée sur la carte C6. Elle est encore une fois marquée par l'absence d'anorthosite fraîche. De nombreux dykes se retrouvent dans l'ensemble du domaine étudié. Comme précédemment, ces dykes ne sont pas nécessairement associés à des veines minéralisées. Les faciès d'altération présentent d'importantes variations transversalement à la zone de cisaillement. Cette observation pourrait être expliquée par la présence de plusieurs centres d'altération à l'intérieur du cisaillement principal. Enfin, il semble y avoir à nouveau une périphérisation des veines riches en chalcopryrite autour des veines plus importantes riches en pyrite

2.2.2.3 Niveau 2700'

Le cisaillement de Copper Rand s'élargit au niveau 2700' et provoque un éclatement de la structure principale. L'ensemble des structures présente une extension et une puissance beaucoup plus importantes qu'aux niveaux supérieurs (carte C7). Ceci est vrai à la fois pour les dykes, les veines de Qz-Ca-Sf mais aussi pour la zone d'altération en chlorite. Il se produit un éclatement de cette dernière en plusieurs centres d'altération où se retrouvent les principales veines. Enfin, les veines riches en chalcopryrite se retrouvent localement en périphérie de ces veines principales, riches en pyrite.

3. ÉTUDE STATISTIQUE DES TENEURS

Afin de pouvoir quantifier la distribution spatiale des teneurs, il est essentiel dans un premier temps de standardiser l'information disponible, puis d'étudier avec précision les principales caractéristiques des différents éléments étudiés. Ceci permettra de choisir la méthode de quantification la plus adéquate en fonction des contraintes reliées à la nature de ces éléments et de l'échantillonnage.

L'étude des teneurs a porté non seulement sur les éléments présentant un potentiel économique dans ces deux mines soit le cuivre et l'or, mais également sur l'argent et le zinc lorsque l'information était disponible. Il sera intéressant de faire une étude comparative de ces quatre éléments afin de comprendre l'ensemble des phénomènes de minéralisation qui se retrouvent dans les sites d'investigation et de dégager éventuellement des liens entre ceux-ci.

3.1 RECOMPOSITION DES ANALYSES

L'étude qui suit a été réalisée sur des banques de données de plusieurs centaines d'analyses pour chacun des sites investigués. Ces analyses proviennent des carottes de forage d'exploration. Ces forages au diamant étant tous sub-horizontaux, aucune projection n'a été nécessaire. De plus, les carottes de forage avaient toutes un diamètre d'environ cinq centimètres.

En revanche, une standardisation des analyses a été nécessaire quant à la taille de leur support. En effet, les zones présentant un potentiel économique plus important sont toujours analysées de façon plus détaillée (une analyse par pied de forage) que les zones apparemment plus pauvres (une analyse pour cinq pieds de forage). Il en résulte un biais

fréquent lorsque ces deux types d'analyses sont traités conjointement. Ainsi, un histogramme basé sur des analyses brutes de ce type serait fortement biaisé vers les fortes teneurs et surestimerait les réserves récupérables d'une propriété minière (figure 65).

Pour éliminer cette source d'erreurs, une recombinaison systématique des analyses sur une longueur uniforme de 3 pieds (environ 1 mètre) a été effectuée. Cette technique introduit évidemment un lissage de l'information qui peut être considéré comme négligeable par rapport à l'échelle d'étude aux mines Henderson et Copper Rand. La teneur recomposée a été calculée comme suit :

$$Z(k) = \sum_{i=1}^n Z(i) \times p(i)$$

où $Z(k)$ représentent la teneur du composite k , $Z(i)$ la teneur de l'analyse i , $p(i)$ la longueur de l'intersection entre k et i (exprimée en pourcentage) et enfin n est le nombre d'analyses intersectant k . De plus, lorsque $p(i)$ est inférieure à un seuil (fixé ici à 50%, c'est à dire 0.5 mètre), la valeur de $Z(k)$ reste indéterminée. Un exemple est illustré à la figure 66.

a- Schistes à sulfures (Mine Henderson)



0 50 cm

b- veine de dilatation (Mine Henderson)

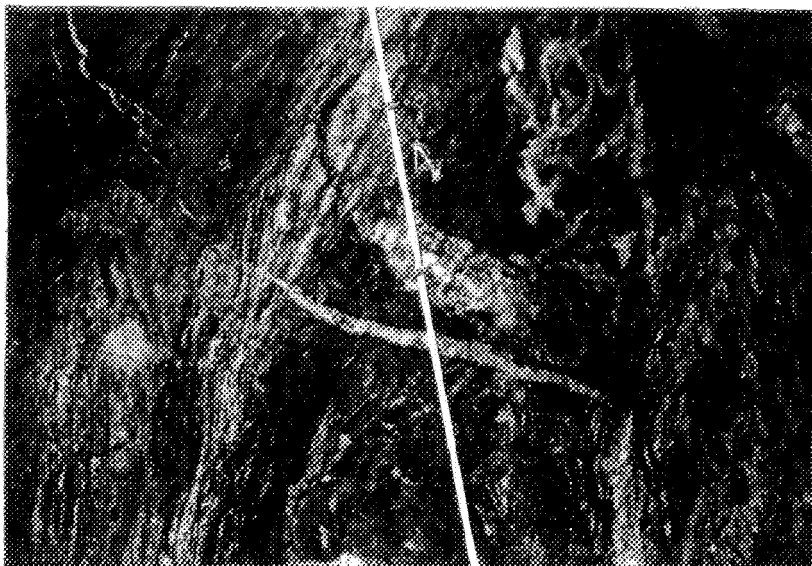


Figure 63 : Schistes à sulfures et veines de dilatation

3.2 CALCUL DES STATISTIQUES PRIMAIRES

Les distributions des fréquences après recomposition seront présentées mine par mine et niveau par niveau (figures 67 à 76). L'or et le cuivre ont pu être étudiés dans tous les sites d'investigation. L'argent et le zinc en revanche, n'ont pu être analysés respectivement que pour quatre et un de ces sites. Ceci est notamment dû à l'échantillonnage très partiel de ces éléments. L'étude de leur corrélation spatiale avec l'or et le cuivre permettra éventuellement de mieux comprendre leur distribution.

3.2.1 Mine Henderson

A la mine Henderson, les distributions des fréquences du cuivre et de l'or présentent une allure asymétrique avec un pic vers les faibles valeurs et une queue vers les fortes valeurs. Cette observation, valable pour l'ensemble des niveaux de la mine Henderson, est illustrée à la figure 67 pour le niveau 1025'. Sur cette figure, la courbe des fréquences cumulées (en pointillé) est superposée à l'histogramme des fréquences. On observe pour tous les niveaux un écart très significatif entre la moyenne et la médiane (correspondant à 50% sur la courbe des fréquences cumulées) de chaque distribution.

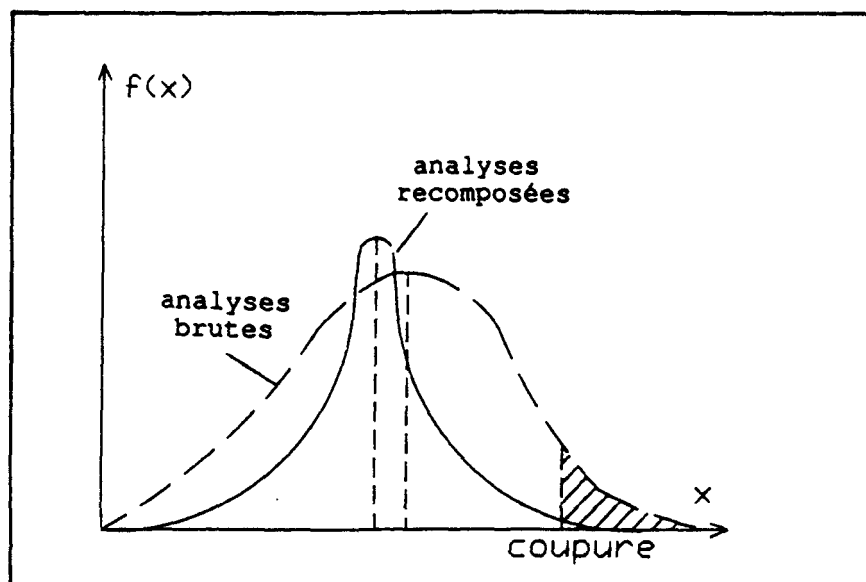


Figure 65 : Distributions des fréquences comparées d'analyses brutes et recomposées

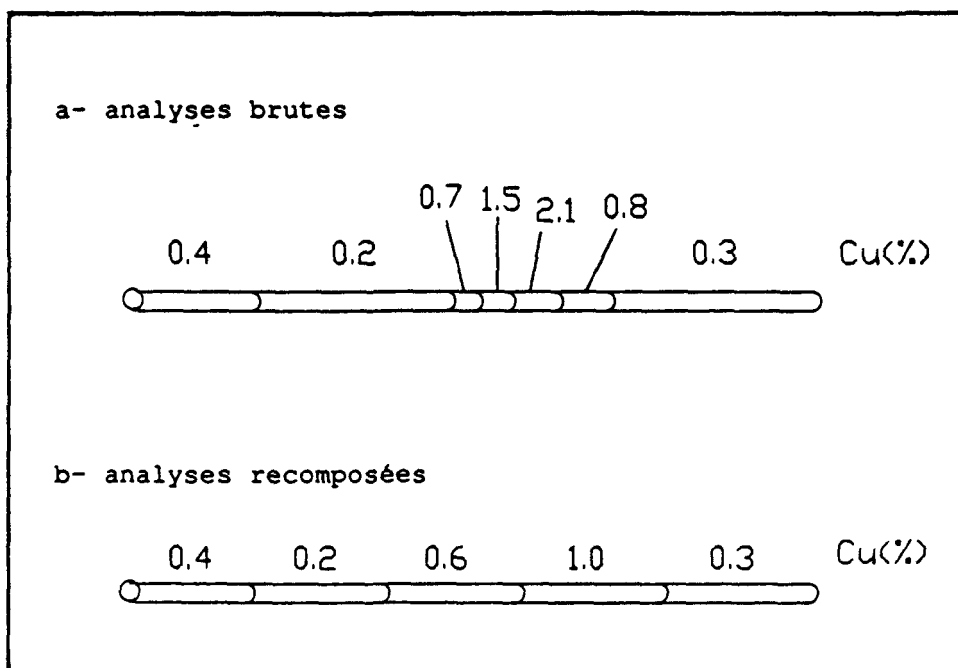


Figure 66 : Technique de recombinaison

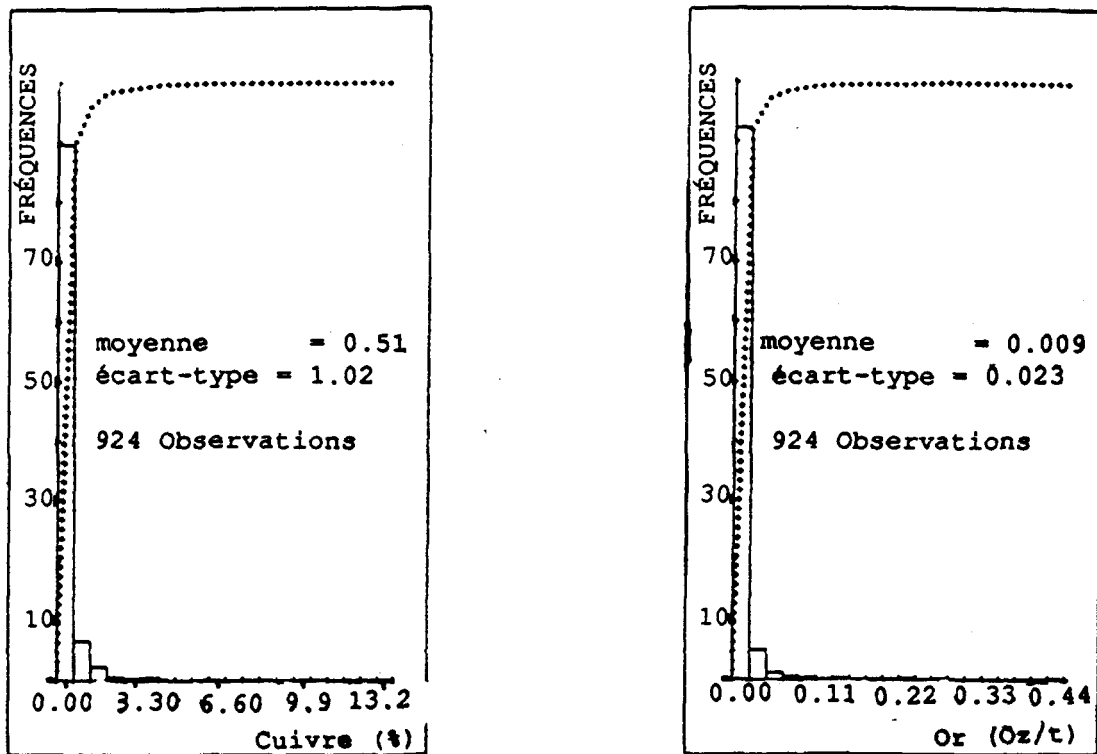


Figure 67 : Distribution des fréquences du cuivre et de l'or au niveau 1025' de la mine Henderson

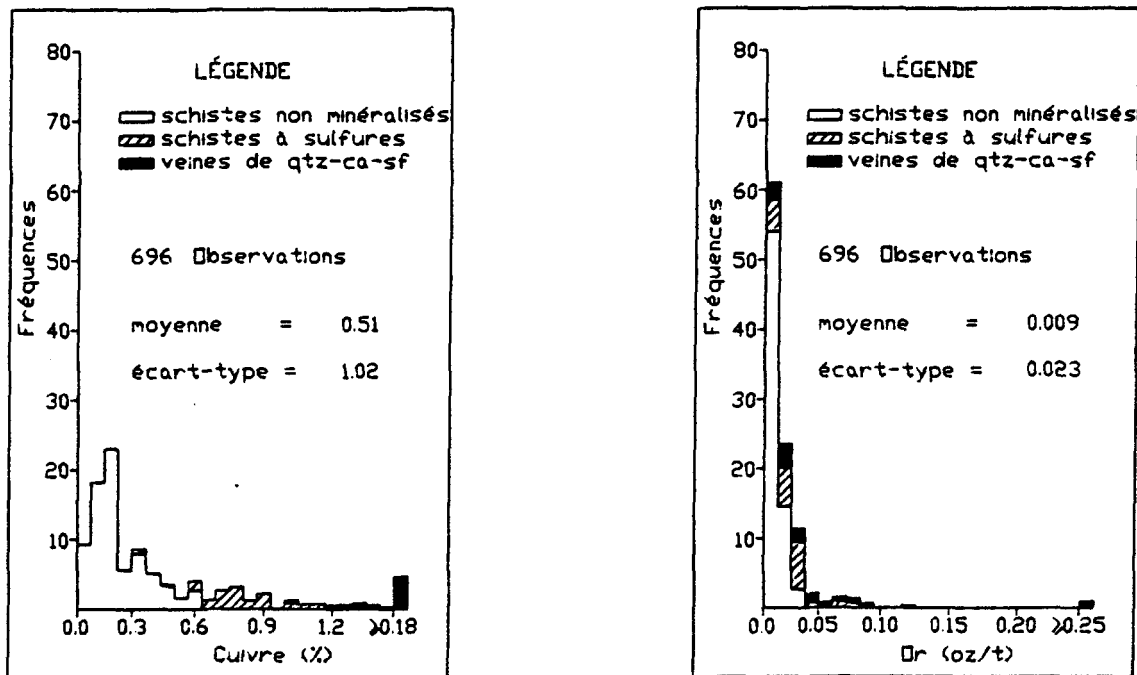


Figure 68 : Distribution des fréquences du cuivre et de l'or pour différents faciès d'altération au niveau 1025' de la mine Henderson

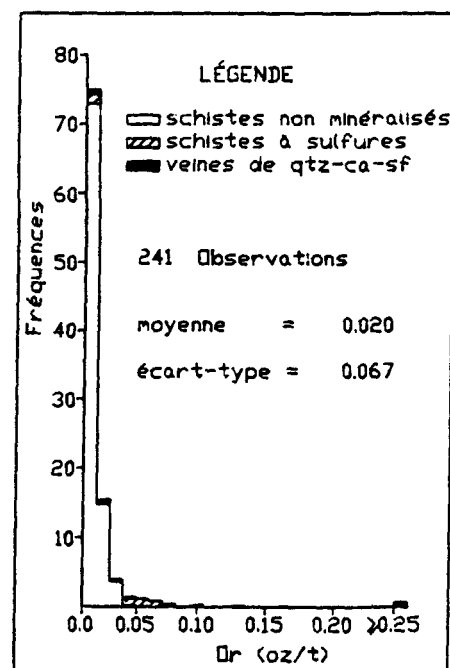
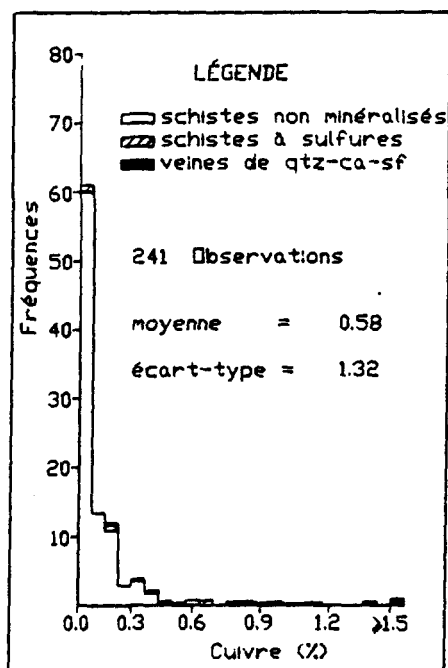


Figure 69 : Distribution des fréquences du cuivre et de l'or pour différents faciès d'altération dans la zone 1 au niveau 1450' de la mine Henderson

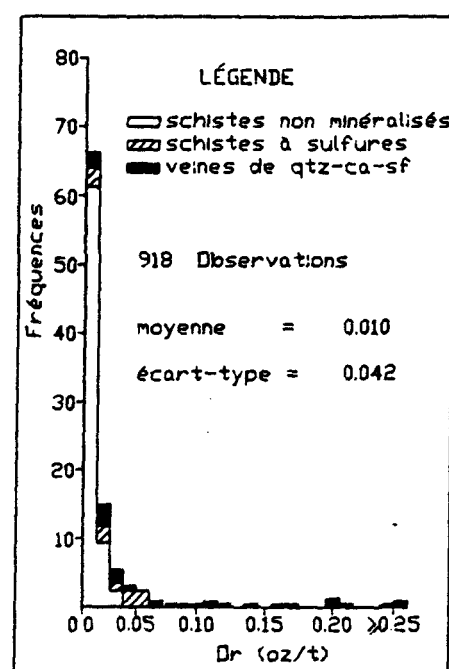
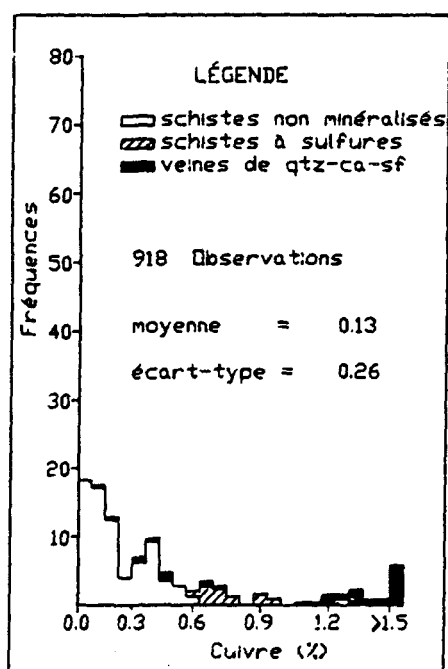


Figure 70 : Distribution des fréquences du cuivre et de l'or pour différents faciès d'altération dans la zone 2 au niveau 1450' de la mine Henderson

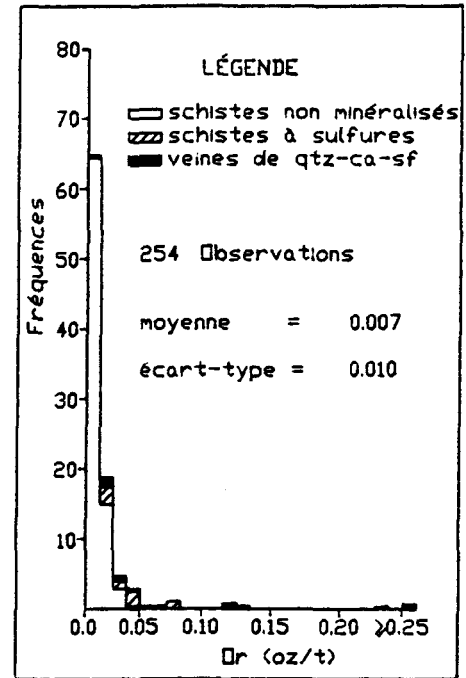
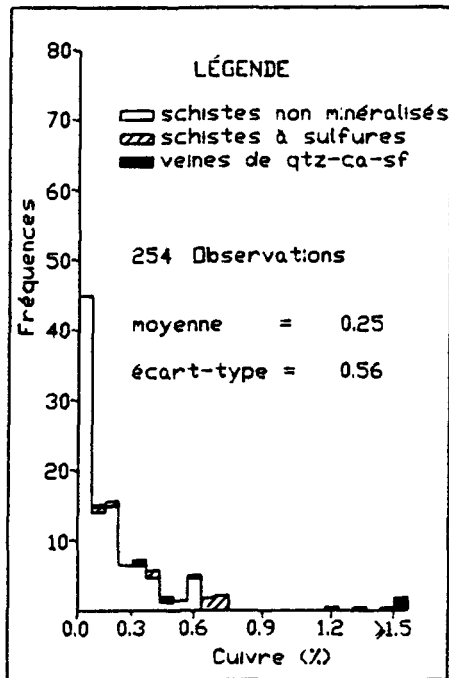


Figure 71 : Distribution des fréquences du cuivre et de l'or pour différents faciès d'altération au niveau 1975' de la mine Henderson

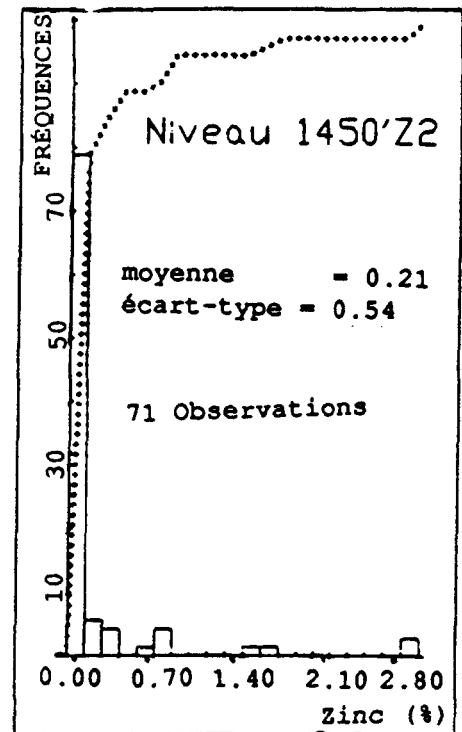
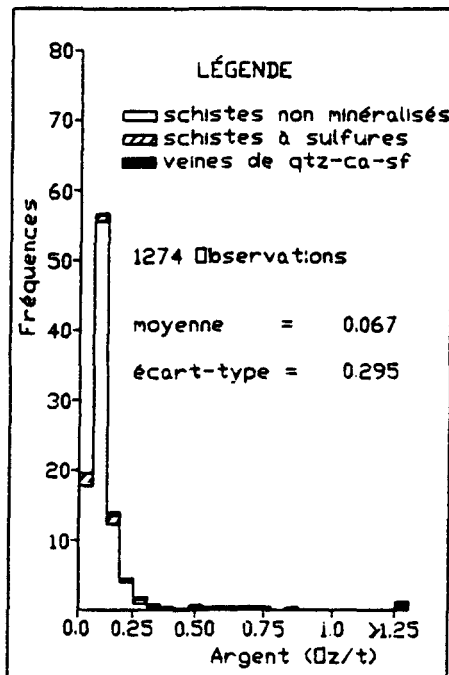


Figure 72 : Distribution des fréquences du zinc et de l'argent pour différents faciès d'altération à la mine Henderson

Les valeurs extrêmes, qui représentent la partie économiquement la plus intéressante du gisement, ne constituent donc qu'une faible proportion de la population, mais contribuent en grande partie à la variance globale aussi bien pour le cuivre que pour l'or. L'asymétrie est d'ailleurs moins prononcée pour le cuivre que pour l'or : pour ce dernier 90% environ des analyses sont inférieures à 0.05 oz/t.

Lors des relevés de terrain, le modèle de Guha et Koo (1975) qui différenciait deux types de minéralisation à la mine Henderson (figure 23) a pu être vérifié. Les analyses utilisées dans l'étude statistique des teneurs proviennent de trois types de roches : 1) les schistes à sulfures non minéralisés, 2) les schistes à sulfures minéralisés et 3) les veines de quartz-carbonates-sulfures.

La figure 68 montrent les distributions des fréquences de ces trois types d'analyses superposées. On observe une juxtaposition des distributions. Les limites des trois faciès en terme de teneur se situent environ à 0.65 et 1.35% pour le cuivre, et à 0.025 et 0.075 oz/t pour l'or. Comme dans le cas des densités de fracturation, une signification métallogénique peut donc être attribuée à chacun des intervalles précédents en fonction du faciès d'altération qui lui est associé.

La même interprétation a été adoptée pour l'or et pour le cuivre. La plupart des auteurs (Allard, 1976; Guha et al., 1983) s'accordent sur la présence d'un seul épisode de minéralisation dans les gisements du complexe du Lac Doré même si sa datation diffère chez ces auteurs. Il est donc raisonnable de proposer une classification identique pour les distributions de l'or et du cuivre dans ces mines.

Toutefois, il faut souligner qu'aussi bien dans le cas des schistes à sulfures que dans le cas des veines de quartz-carbonates-sulfures, l'or et le cuivre peuvent présenter des valeurs très faibles. En effet, si ces deux faciès présentent toujours une minéralisation soit en cuivre, soit en or, les deux métaux ne sont pas forcément présents en même temps.

La distribution de l'argent n'a pu être étudiée dans la zone 1 du niveau 1450' faute d'analyses. Néanmoins, les résultats obtenus dans les trois autres sites présentent une bonne similarité. La figure 72 montre un diagramme de la teneur en argent combinant les données de tous les sites. L'asymétrie des distributions est encore une fois bien marquée. Les limites sur les distributions de fréquences combinées, en fonction des faciès d'altération, sont localisées à 0.2 oz/t pour les faibles valeurs et à 1.0 oz/t pour les fortes valeurs. La même interprétation

métallogénique que précédemment est donc adoptée pour les trois classes ainsi définies.

Enfin dans le cas du zinc, les analyses n'étaient disponibles que pour la zone 2 du niveau 1450'. Le nombre d'échantillons étant très réduit (seulement 71 observations), il est difficile de tirer des conclusions sur cet élément (figure 72). Il sera tout de même intéressant d'étudier sa corrélation spatiale éventuelle avec d'autres éléments mieux caractérisés.

3.2.2 Mine Copper Rand

Le cuivre, l'or et l'argent se comportent de façon similaire à la mine Copper Rand et à la mine Henderson (figures 73 à 76). Toutefois ces trois éléments présentent une teneur moyenne plus élevée à la mine Copper Rand. C'est surtout vrai pour l'or dont la teneur moyenne varie entre 0.024 et 0.033 oz/tonne contre 0.006 à 0.020 oz/tonne pour la mine Henderson. La variance de ces distributions est également supérieure à la mine Copper Rand. Aucune analyse en zinc n'étant disponible dans les trois niveaux visités, cet élément ne sera pas considéré dans la suite de l'étude de cette mine.

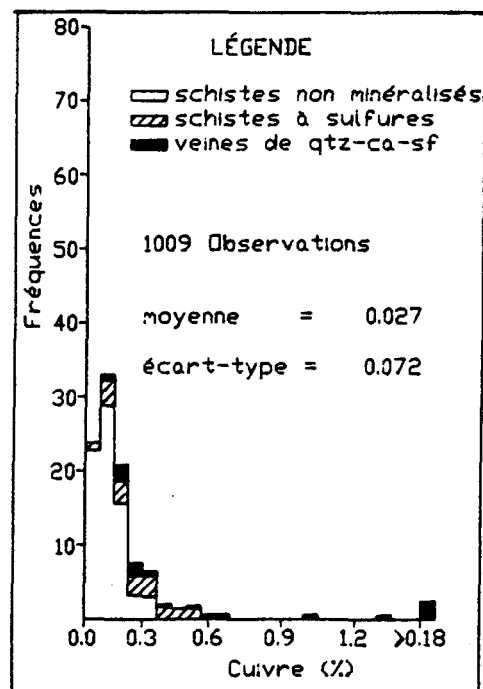
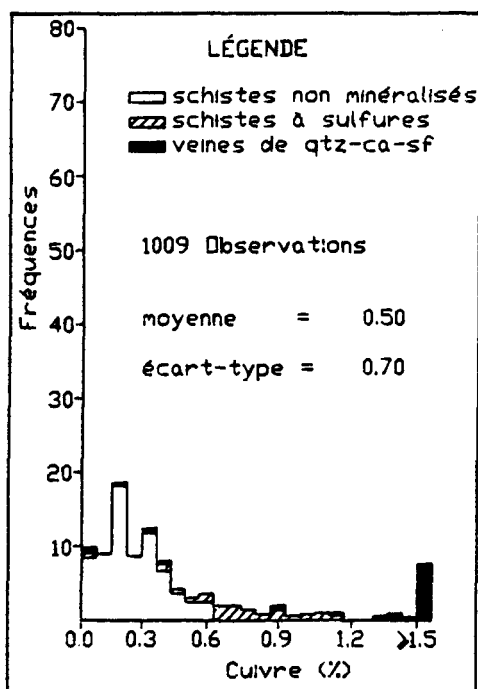


Figure 73 : Distribution des fréquences du cuivre et de l'or pour différents faciès d'altération au niveau 1910' de la mine Copper Rand

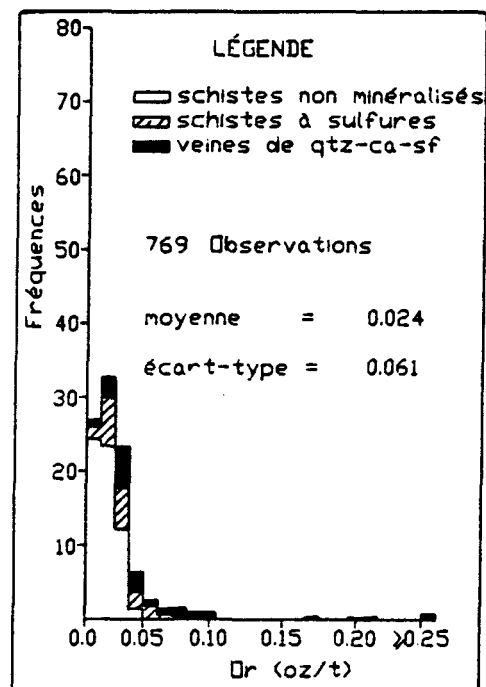
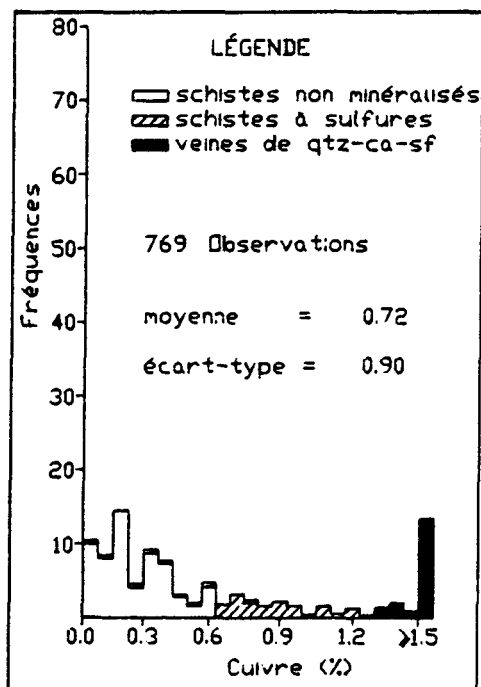


Figure 74 : Distribution des fréquences du cuivre et de l'or pour différents faciès d'altération au niveau 2200' de la mine Copper Rand

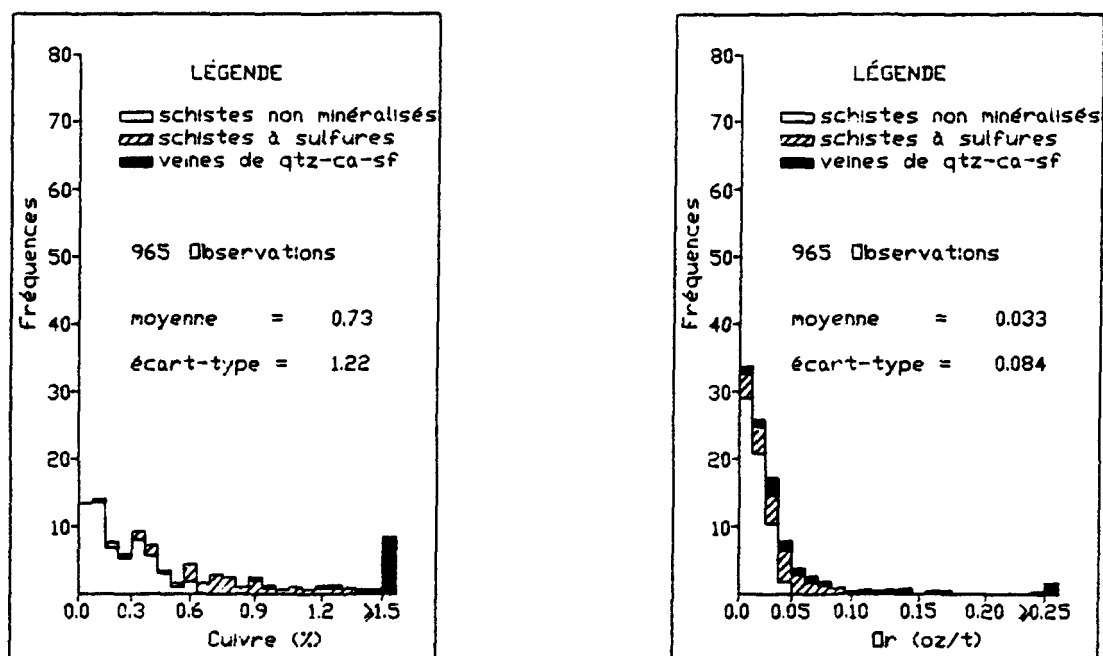


Figure 75 : Distribution des fréquences du cuivre et de l'or pour différents faciès d'altération au niveau 2700' de la mine Copper Rand

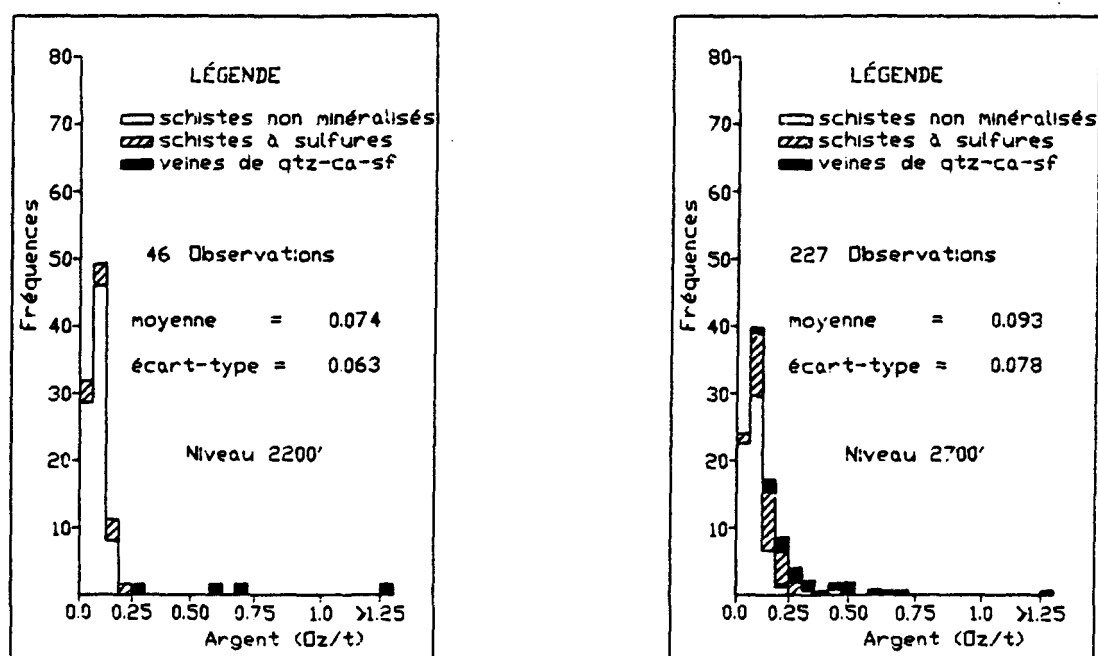


Figure 76 : Distribution des fréquences de l'argent pour différents faciès d'altération à la mine Copper Rand

Ces deux observations sur la moyenne et la variance des distributions du cuivre, de l'or et de l'argent sont liées à des valeurs extrêmes plus grandes. En raison de la grande influence de ces quelques valeurs sur la moyenne et la variance, il suffit de quelques observations supplémentaires pour provoquer des variations importantes de ces deux paramètres.

Les teneurs limites entre les trois faciès sont semblables à celles observées à la mine Henderson pour l'or, le cuivre et l'argent. La minéralisation présentant des caractéristiques génétiques très similaires dans les deux mines, on pourra utiliser les trois mêmes classes de teneurs identifiées et leur attribuer la même signification métallogénique. Ces classes sont : 1) l'absence de minéralisation, 2) une minéralisation de type schistes à sulfures et enfin 3) des veines de quartz-carbonates-sulfures avec des valeurs extrêmes, mais représentant une faible proportion des analyses.

3.2.3 Remarques sur les distributions des fréquences des teneurs

La morphologie particulière des distributions de fréquences de l'or, du cuivre et de l'argent observées dans chacune des deux mines est très similaire à ce qui a été vu

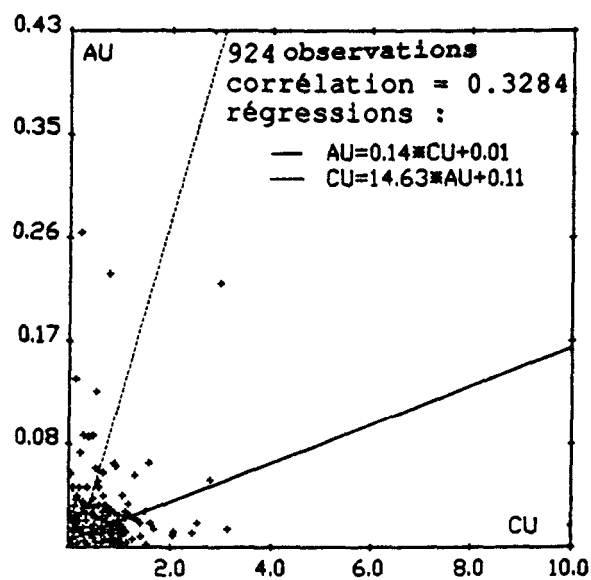
précédemment pour les densités de fracturation. Ces résultats laissent d'ores et déjà présager des problèmes éventuels de calculs posés par ces valeurs extrêmes. Dans cette optique, il est clair que l'utilisation du krigeage de l'indicateur présenterait l'avantage de tenir compte des remarques précédentes sur l'identification de différents types de minéralisation à la fois pour le cuivre, l'or et l'argent.

3.3 Etude de la corrélation entre le cuivre, l'or, l'argent et le zinc

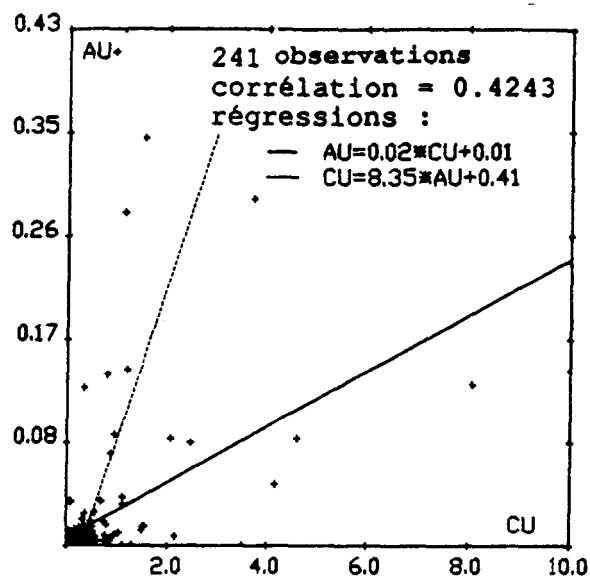
Des diagrammes binaires ont été construits pour chaque paire entre ces éléments (figures 77 à 81). Les droites de régression ainsi que les coefficients de corrélation ont été calculés et reportés sur chacun des diagrammes. Les résultats sont présentés successivement pour chaque paire de variables et pour chacune des mines.

3.3.1 Corrélation entre le cuivre et l'or

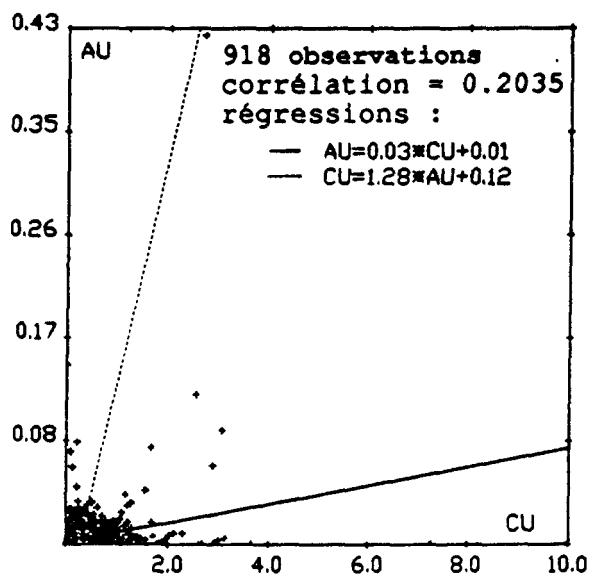
En fait, le cuivre et l'or constituent les deux principales richesses économiques des mines localisées dans le Complexe du Lac Doré. Il est donc primordial de tester une éventuelle relation spatiale entre eux. Les résultats obtenus pour la mine Henderson (figure 77) et pour la mine Copper Rand (figure 80) indiquent clairement qu'il n'existe pas de



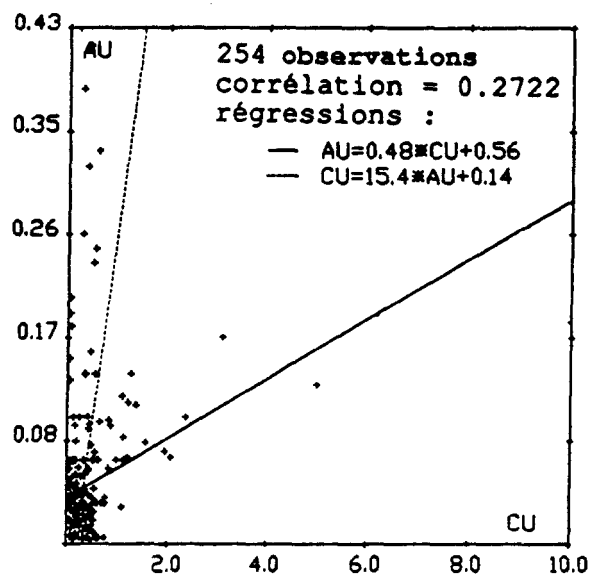
MINE HENDERSON - 1025' -



MINE HENDERSON - 1450' - ZONE 1

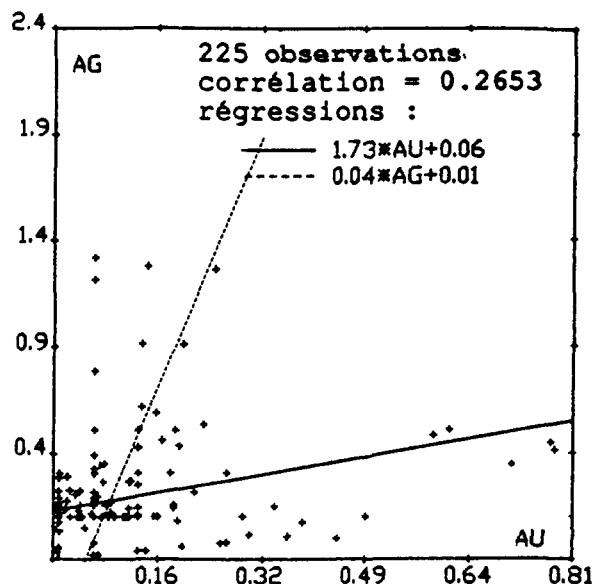


MINE HENDERSON - 1450' - ZONE 2

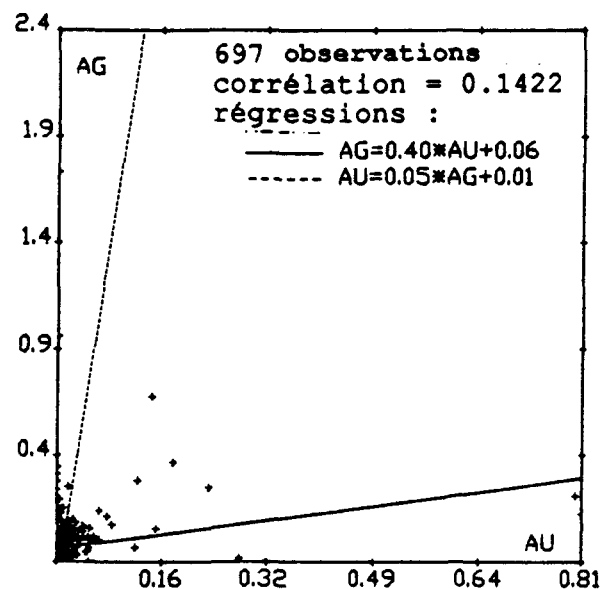


MINE HENDERSON - 1975' -

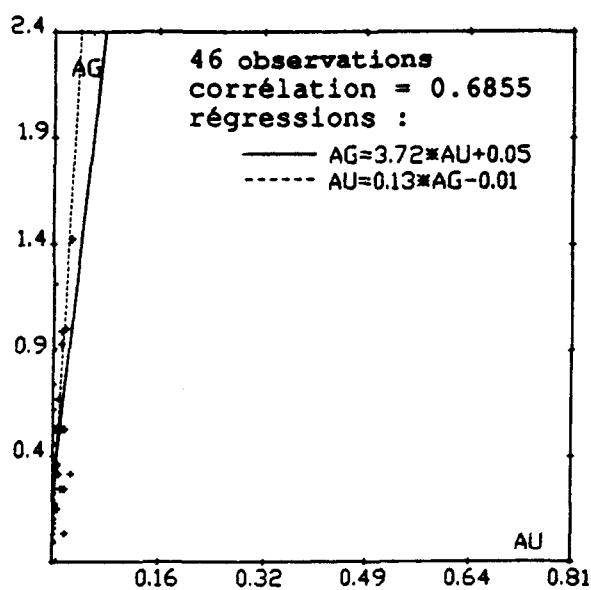
Figure 77 : Diagrammes binaires Cu-Au à la mine Henderson



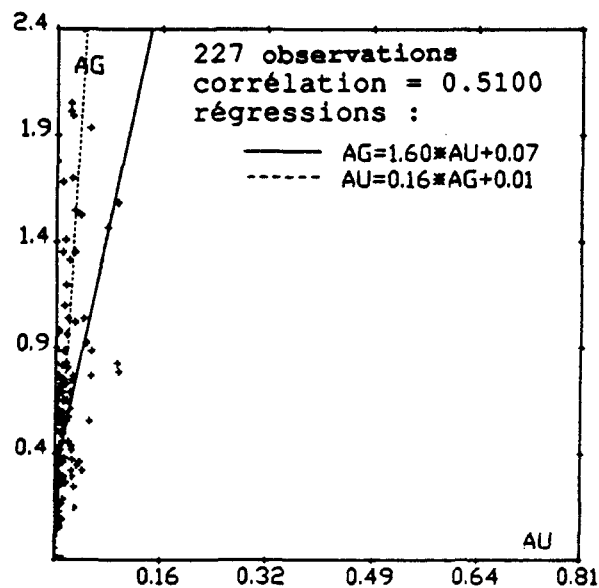
MINE HENDERSON - 1975' -



MINE HENDERSON - 1450' - ZONE 2

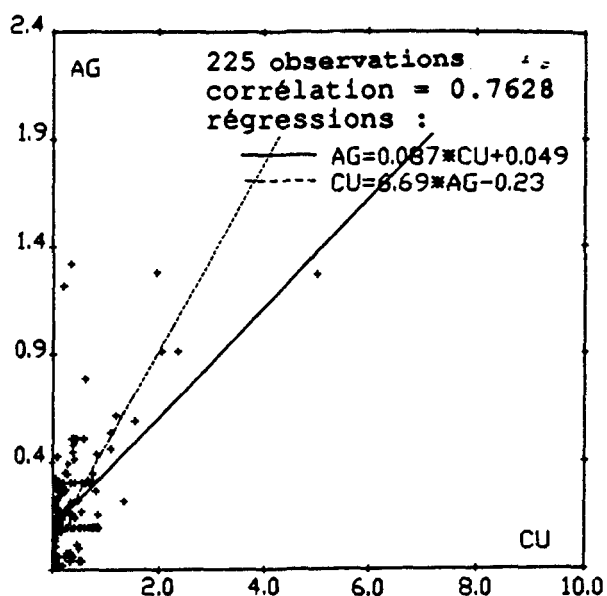


MINE COPPER RAND - 2200' -

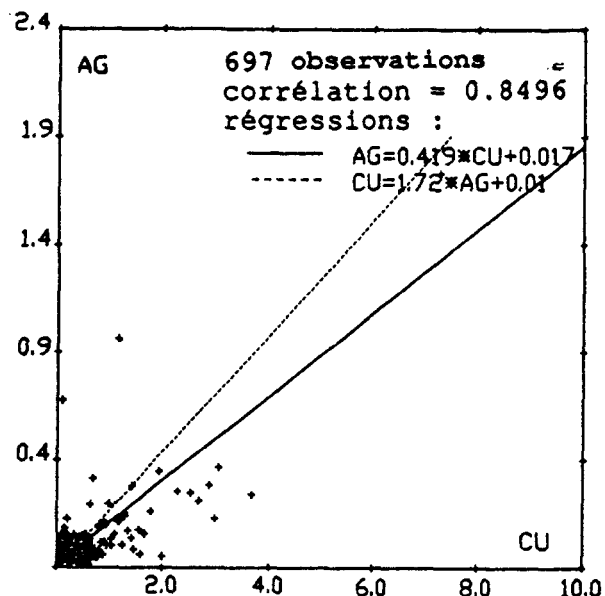


MINE COPPER RAND - 2700' -

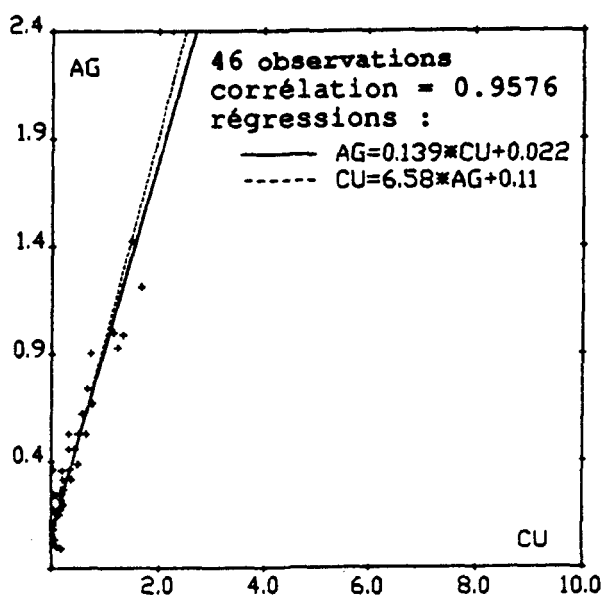
Figure 78 : Diagrammes binaires Au-Ag aux mines Henderson et Copper Rand



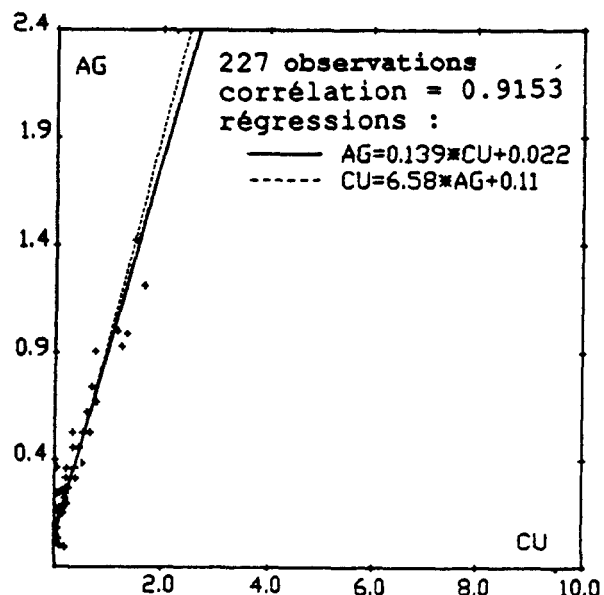
Mine Henderson - Niveau 1975'



Mine Henderson - Niveau 1450 - Zone 2



Mine Copper Rand - Niveau 2200'



Mine Copper Rand - Niveau 2700'

Figure 79 : Diagrammes binaires Cu-Ag aux mines Henderson et Copper Rand

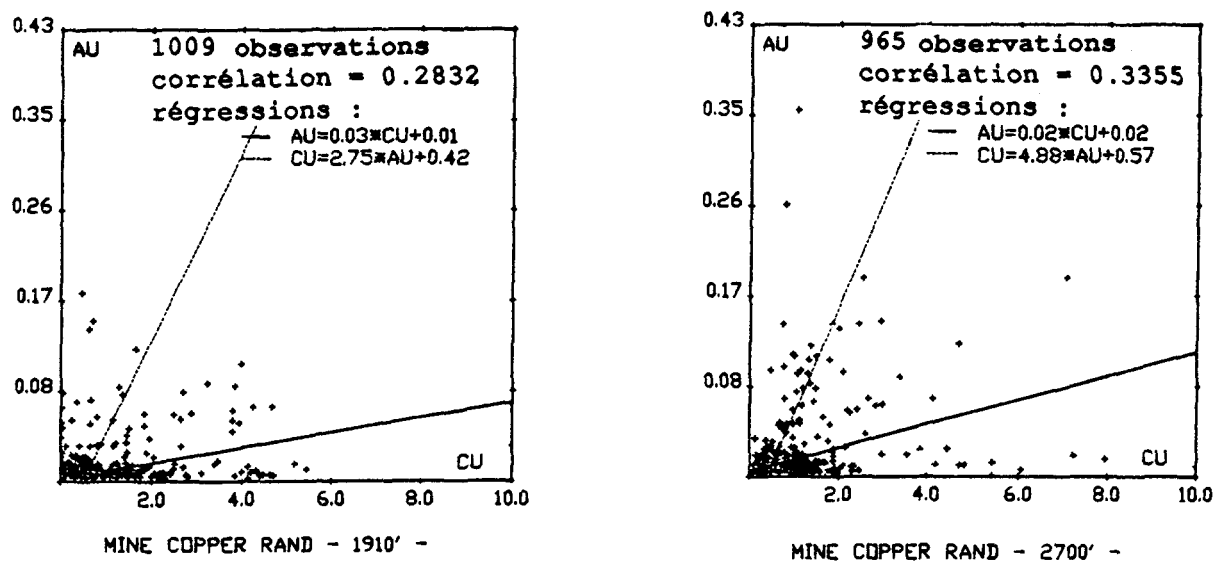


Figure 80 : Diagrammes binaires Cu-Au à la mine Copper Rand

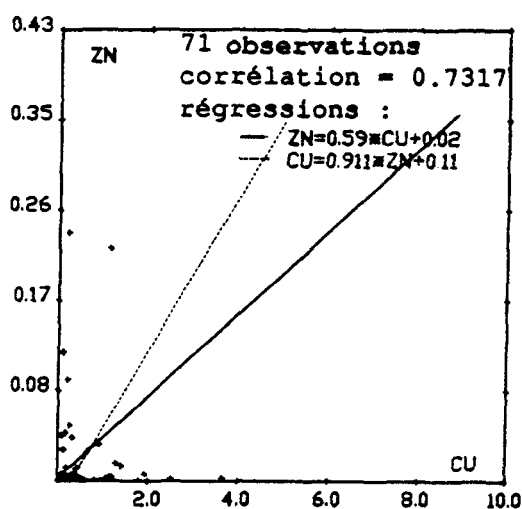


Figure 81 : Diagramme binaire Cu-Zn à la mine Henderson

corrélation spatiale entre l'or et le cuivre. Le coefficient de corrélation est extrêmement faible (environ 0.25 en moyenne) et les droites de régression sont très distantes, soulignant ainsi l'étalement du nuage de points.

Il est important ici de mentionner qu'un nombre important d'échantillons a été utilisé pour ces calculs dans les deux mines. Toutefois, la très faible proportion des fortes teneurs parmi cet échantillonnage indique qu'il faut être prudent quant à la signification métallogénique de ces diagrammes.

Les remarques précédentes constituent des résultats importants à la fois pour l'exploration et l'exploitation minière de ces gisements. Ces diagrammes soulignent en effet la nécessité d'étudier le cuivre et l'or séparément même s'ils sont considérés comme faisant partie d'une même phase de minéralisation. Cette apparente absence de corrélation spatiale entre le cuivre et l'or peut être due à des calculs biaisés mais pourrait être liée aussi à un comportement physico-chimique différent de ces deux éléments dans les différents facies d'altération.

3.3.2 Corrélation entre l'or et l'argent

Pour l'étude de la corrélation entre l'or et l'argent, les résultats sont relativement surprenants car ils indiquent une très mauvaise corrélation entre ces deux éléments tant à la mine Henderson qu'à la mine Copper Rand (figure 78). Ces deux métaux sont pourtant généralement étroitement associés dans les gisements hydrothermaux. Là encore, il sera intéressant d'étudier séparément les faciès d'altération afin de mettre en évidence les processus physico-chimiques ou les biais de calcul éventuellement responsables de cette absence de corrélation. Même si l'argent n'a pas été analysé à tous les niveaux, son échantillonnage est suffisamment représentatif pour permettre d'interpréter avec confiance les résultats ainsi obtenus.

3.3.3 Corrélation entre le cuivre et l'argent

Etant donnée la surprenante absence de corrélation entre l'or et l'argent, la corrélation entre le cuivre et l'argent a été testée afin de dégager une possible affinité entre ces deux éléments. Les diagrammes de régression sont représentés à la figure 79. On observe une bonne corrélation entre ces deux éléments (plus de 0.80) dans chacun des sites investigués. Il semble donc que l'argent soit associé à la présence de cuivre.

3.3.4 Corrélation entre le zinc et les autres métaux

Les analyses en zinc n'étant disponibles que dans la zone 2 du niveau 1450', un seul diagramme de régression est présenté ici en se basant sur 71 analyses en cuivre et zinc (figure 81). On observe des coefficients de corrélation relativement élevés du zinc avec le cuivre et l'argent (supérieurs à 0.75) et quasiment nuls avec l'or. L'association spatiale entre le cuivre et le zinc est très répandue dans la plupart des gisements de sulfures massifs et hydrothermaux de la ceinture d'Abitibi. Malgré le faible nombre d'analyses, le zinc pourra être considéré comme élément indicateur de la présence de minéralisation et plus particulièrement de cuivre.

3.3.5 Remarques sur les corrélations entre les métaux

On peut diviser les métaux économiques en deux groupes pour l'ensemble des deux mines. D'une part, il y a l'association cuivre-argent-zinc dont les constituants démontrent une bonne corrélation. D'autre part, l'or semble se comporter de façon particulière. Ces observations sont synthétisées par la matrice de corrélation suivante, calculée pour les 697 observations de la zone 2 au niveau 1450' de la mine Henderson :

	Cu	Au	Ag	Zn
Cu	1			
Au	0.20	1		
Ag	0.85	0.14	1	
Zn	0.73	-0.07	0.83	1

Néanmoins, il faut se méfier de la signification des diagrammes binaires qui sont fortement influencés par une faible proportion de très fortes valeurs pour chacun des métaux. Les absences de corrélations observées peuvent résulter de processus physico-chimiques particuliers dans la mise en place et la concentration de l'or ou être le résultat de calculs de corrélation biaisés par la forte asymétrie des distributions statistiques de ces métaux.

4. ÉTUDE DE LA DISTRIBUTION SPATIALE DES TENEURS

4.1 CHOIX DE LA MÉTHODE

Dans un premier temps, les techniques classiques de la géostatistique ont été appliquées à ces teneurs. Les résultats sont illustrés par le niveau 1910' de la mine

Copper Rand. A ce niveau, seuls le cuivre et l'or ont été échantillonnés. Après recomposition, les variogrammes omnidirectionnels ont été calculés pour l'ensemble du niveau. Le variogramme de l'or est présenté à titre d'exemple à la figure 82. Ce variogramme est très chaotique et aucune modélisation n'a pu être tentée.

Ces problèmes de modélisation sont encore une fois liés à la présence de valeurs extrêmes (figure 67 à 76) qui perturbent la structure du variogramme. Différents types de minéralisation ont été identifiés dans chacun des sites d'étude. Le krigeage de l'indicateur semble donc être ici encore appropriée pour caractériser la distribution spatiale de ces teneurs.

Les distributions de l'or et du cuivre ont chacune été scindées en trois classes telles que définies par les valeurs seuils suivantes : 0.025 et 0.075 oz/t pour l'or, et 0.65 et 1.35% pour le cuivre. La première classe correspond à l'absence de l'élément étudié, la deuxième classe représente une minéralisation de type schistes à sulfures et enfin la troisième classe indique la présence d'une veine minéralisée ou d'un horizon de sulfures massifs (Guha et Koo, 1975).

Les variogrammes des trois indicateurs sont présentés à la figure 83. Des modèles sphériques isotropes ont pu être

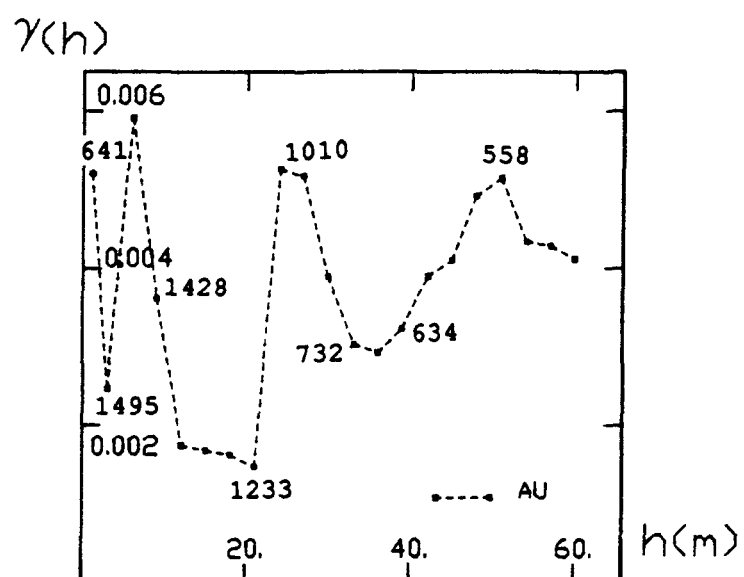


Figure 82 : Variogramme omnidirectionnel de l'or au niveau 1910' de la mine Copper Rand

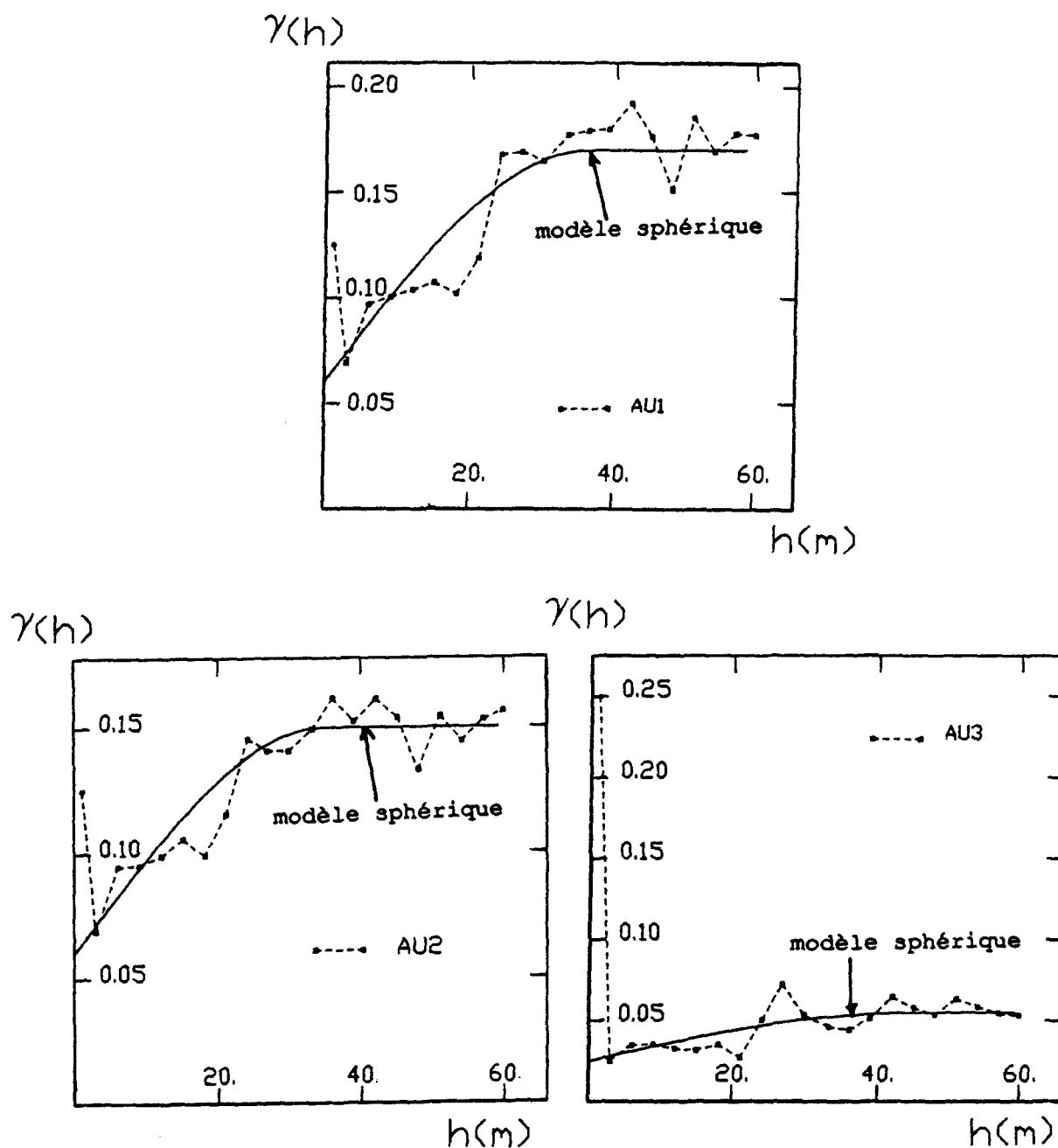


Figure 83 : Variogrammes omnidirectionnels des trois indicateurs de l'or au niveau 1910' de la mine Copper Rand

ajustés dans chacun des cas. La structuration spatiale est de moins en moins bonne du premier vers le troisième indicateur. Ces modèles ont été utilisés pour générer des cartes krigées de chacun des indicateurs. Les résultats présentés aux figures 84 et 85 ne concernent respectivement que le deuxième et le troisième indicateurs du cuivre.

La zone de recherche utilisée lors du krigeage est un cercle de 15 mètres de diamètre. Les nombres de points minimum et maximum pris en compte sont respectivement 1 et 8. Ces cartes sont très intéressantes car elles permettent, non seulement d'évaluer la probabilité de rencontrer de la minéralisation sur l'ensemble du niveau, mais surtout d'identifier quelle forme de minéralisation. Le krigeage de l'indicateur apparaît donc comme un outil efficace dans la caractérisation spatiale de la minéralisation. Dans la section qui suit, cette technique sera appliquée à l'ensemble des sites étudiés et pour chacun des éléments considérés soient le cuivre, l'or et l'argent.

4.2 APPLICATION DU KRIGEAGE DE L'INDICATEUR A

L'ENSEMBLE DES SITES ET DES VARIABLES ÉTUDIÉS

Le krigeage de l'indicateur, testée pour le cuivre et l'or au niveau 1910' de la mine Copper Rand a été systématiquement appliqué au cuivre, à l'or, et lorsque

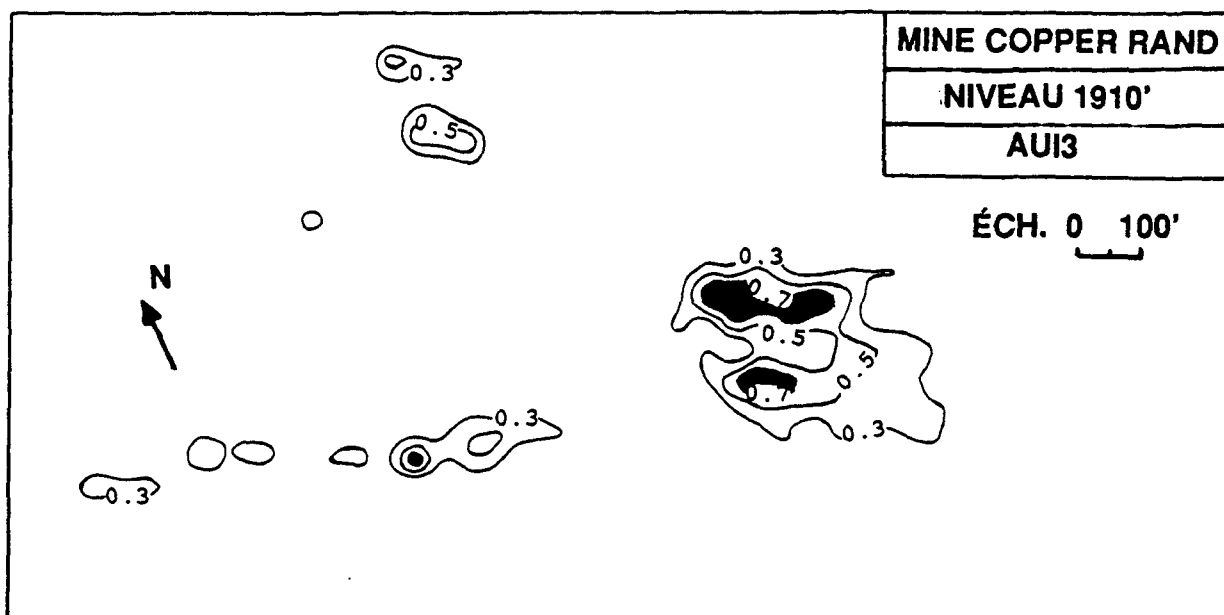
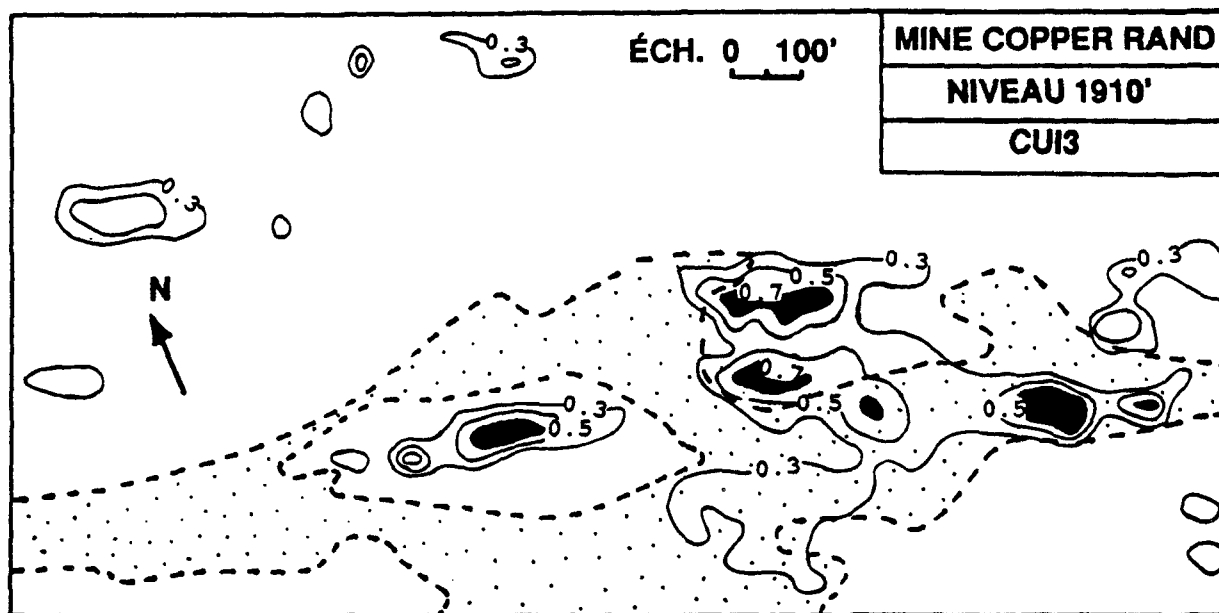


Figure 84 : Distribution spatiale de l'indicateur AUI3 au niveau 1910' de la mine Copper Rand



--- : limite de la zone d'altération en chlorite

Figure 85 : Distribution spatiale de l'indicateur CUI3 au niveau 1910' de la mine Copper Rand

disponible, à l'argent dans les deux mines. En raison de l'insuffisance des données sur le zinc et de sa faible importance dans la minéralisation de ces gisements, cet élément n'a pas été considéré dans cette partie de l'étude.

4.2.1 Analyse structurale des variogrammes

La définition des indicateurs de minéralisation a porté le nombre total de variables à 54 (3 indicateurs x 7 niveaux pour le cuivre et l'or, plus 3 indicateurs x 4 niveaux pour l'argent). C'est donc 54 variogrammes expérimentaux qui ont été calculés dans les directions normale et parallèle à l'orientation des cisaillements principaux dans les deux mines. Les résultats des modélisations sont synthétisés dans les tableaux 9 à 15. Aucune anisotropie significative n'a été enregistrée lors de la modélisation, les modèles présentés dans ces tableaux sont donc tous isotropes comme dans le cas des indicateurs structuraux.

On peut dégager certaines tendances de ces modèles que ce soit pour l'importance de la portée (a_1), qui permet de mesurer la continuité spatiale de la variable étudiée, ou pour le rapport de l'effet de pépité sur le palier ($C_0/(C_0+C_1)$), qui indique l'importance de la composante aléatoire dans la structuration spatiale de cette variable.

Tableau 9 : Modélisation des variogrammes d'indicateurs de minéralisation au niveau 1025' de la mine Henderson

	Modèle pépitique	Modèle sphérique		rapport
	Effet de pépité (C0)	palier (C1)	portée (a1, en m.)	C0 / (C0+C1)
CUI1	0.09	0.06	24	0.60
CUI2	0.06	0.06	15	0.50
CUI3	0.02	0.03	18	0.40
AUI1	0.03	0.02	10	0.60
AUI2	0.03	0.01	8	0.75
AUI3	0.04	0.07	9	0.36
AGI1	0.05	0.15	24	0.25
AGI2	0.04	0.16	20	0.20
AGI3	0.02	0.03	24	0.40

Tableau 10 : Modélisation des variogrammes d'indicateurs de minéralisation dans la zone 1 au niveau 1450' de la mine Henderson

	Modèle pépitique	Modèle sphérique		rapport
	Effet de pépité (C0)	palier (C1)	portée (a1, en m.)	C0 / (C0+C1)
CUI1	0.08	0.07	15	0.53
CUI2	0.09	aucun	aucun	1.00
CUI3	0.04	0.04	15	0.50
AUI1	0.02	0.08	10	0.20
AUI2	0.04	aucun	aucun	1.00
AUI3	0.01	0.06	9	0.14

Tableau 11 : Modélisation des variogrammes d'indicateurs de minéralisation dans la zone 2 au niveau 1450' de la mine Henderson.

	Modèle pépitique	Modèle sphérique		rapport
	Effet de pépité (C0)	palier (C1)	portée (a1, en m.)	C0 / (C0+C1)
CUI1	0.02	0.02	16	0.50
CUI2	0.02	0.01	10	0.67
CUI3	0.04	0.02	12	0.67
AUI1	0.03	0.02	15	0.60
AUI2	0.04	aucun	aucun	1.00
AUI3	0.01	0.01	15	0.50
AGI1	0.02	0.02	12	0.50
AGI2	0.02	0.02	12	0.50
AGI3	0.00	0.02	12	0.00

Tableau 12 : Modélisation des variogrammes d'indicateurs de minéralisation au niveau 1975' de la mine Henderson

	Modèle pépitique	Modèle sphérique		rapport
	Effet de pépité (C0)	palier (C1)	portée (a1, en m.)	C0 / (C0+C1)
CUI1	0.02	0.03	12	0.40
CUI2	0.01	0.02	12	0.33
CUI3	0.02	aucun	aucun	1.00
AUI1	0.00	0.04	15	0.00
AUI2	0.00	0.04	15	0.00
AGI1	0.01	0.02	12	0.33
AGI2	0.01	0.02	12	0.33

Tableau 13 : Modélisation des variogrammes d'indicateurs de minéralisation au niveau 1910' de la mine Copper Rand

	Modèle pépitique	Modèle sphérique		rapport
	Effet de pépité (C0)	palier (C1)	portée (a1, en m.)	C0/ (C0+C1)
CUI1	0.08	0.10	28	0.44
CUI2	0.09	0.05	24	0.64
CUI3	0.06	0.07	32	0.46
AUI1	0.06	0.10	36	0.38
AUI2	0.06	0.09	36	0.40
AUI3	0.02	0.03	40	0.40

Tableau 14 : Modélisation des variogrammes d'indicateurs de minéralisation au niveau 2200' de la mine Copper Rand

	Modèle pépitique	Modèle sphérique		rapport
	Effet de pépité (C0)	palier (C1)	portée (a1, en m.)	C0/ (C0+C1)
CUI1	0.09	0.11	18	0.45
CUI2	0.11	0.04	15	0.73
CUI3	0.07	0.06	21	0.54
AUI1	0.06	0.08	27	0.43
AUI2	0.08	aucun	aucun	1.00
AUI3	0.02	0.03	21	0.40

Tableau 15 : Modélisation des variogrammes d'indicateurs de minéralisation au niveau 2700' de la mine Copper Rand

	Modèle pépitique	Modèle sphérique		rapport
	Effet de pépité (C0)	palier (C1)	portée (a1, en m.)	C0 / (C0+C1)
CUI1	0.08	0.09	12	0.47
CUI2	0.09	0.05	9	0.64
CUI3	0.06	0.03	15	0.67
AUI1	0.06	0.07	21	0.46
AUI2	0.08	0.05	15	0.62
AUI3	0.02	0.02	22	0.50
AGI1	0.07	aucun	aucun	1.00
AGI2	0.01	aucun	aucun	1.00

L'étude de la portée (a1) met en évidence des différences très importantes entre les différents éléments ainsi que d'une mine à l'autre.

A la mine Copper Rand, le cuivre présente une meilleure continuité pour les valeurs les plus fortes. L'or en revanche, présente le phénomène inverse avec une portée plus grande pour les valeurs les plus faibles. La portée de la minéralisation en or est, quel que soit l'indicateur, plus grande pour l'or que pour le cuivre. Cette observation est relativement surprenante car l'or par sa nature pépitique a tendance à présenter une moins bonne continuité spatiale que les métaux de base. L'argent enfin, qui n'a pu être modélisé qu'au niveau 2700' à la mine Copper Rand et pour les indicateurs de faibles valeurs, présente un variogramme avec un effet de pépite pur indiquant une distribution totalement aléatoire. La portée est donc nulle pour cet élément.

La mine Henderson présente des variogrammes sensiblement différents. Le cuivre, l'or et l'argent présentent des portées comparables en amplitude, et les valeurs les plus faibles présentent toujours une portée comparable à celle des fortes valeurs lorsque le palier (C1) existe. Le niveau 1025' constitue une exception à ces observations. Le cuivre et l'argent ont des portées deux fois plus importantes que l'or

et plus particulièrement pour les faibles valeurs de ces deux éléments.

Le rapport $C_0/(C_0+C_1)$ pour l'or et le cuivre présente des valeurs allant de 30 à 60% pour l'importance de la composante aléatoire. Cette composante aléatoire peut être fixée en moyenne à 50% pour les deux éléments, quelque soit l'indicateur étudié. Comme dans le cas des indicateurs structuraux, on n'observe aucune tendance générale entre les différents indicateurs de minéralisation.

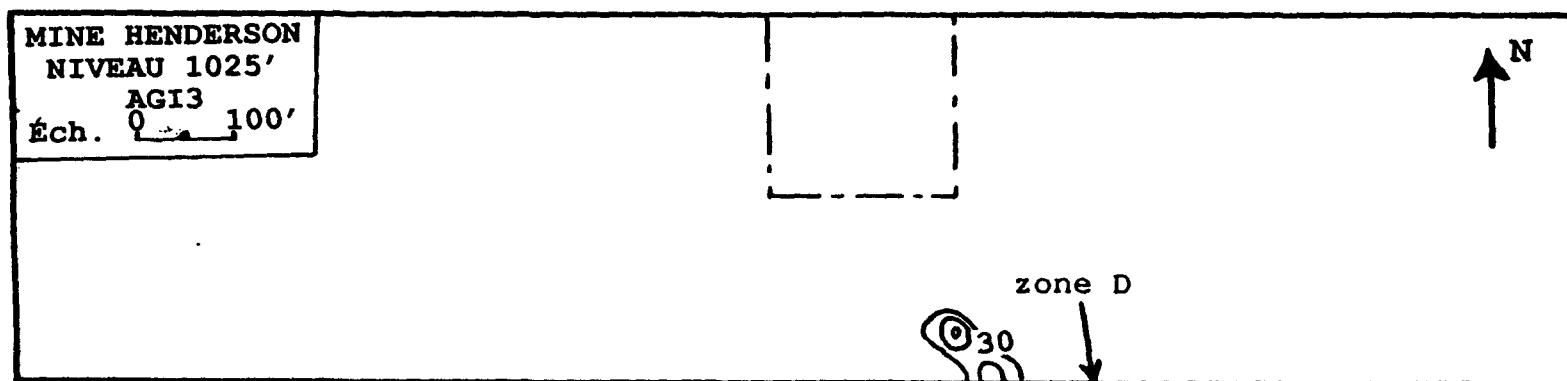
A la mine Henderson, l'argent présente toujours un rapport inférieur à 50% traduisant une composante aléatoire plus faible que pour les autres éléments à cette mine.

A la mine Copper Rand par contre, l'argent a été modélisé par un effet de pépite pur traduisant une distribution spatiale totalement aléatoire. Il faut cependant préciser que le variogramme démontre une distribution purement aléatoire seulement à l'échelle de l'étude. Une certaine structuration spatiale peut exister à des échelles plus grandes ou plus petites, mais elle n'a pu être mise en évidence par la grille d'échantillonnage utilisée.

4.2.2 Krigeage des indicateurs de minéralisation

La modélisation des variogrammes expérimentaux précédents a été utilisée pour le krigeage des indicateurs de minéralisation en cuivre, or et argent. Encore une fois, afin d'alléger la présentation de cette thèse, certaines des cartes seulement seront présentées pour illustrer les principaux résultats obtenus. Chacune de ces cartes peut aussi être accompagnée d'une carte de distribution de la variance d'estimation permettant de quantifier la fiabilité des estimations. Cette étude porte à la fois sur la distribution comparée de plusieurs indicateurs pour un même secteur et sur l'évolution d'un indicateur d'un niveau à l'autre.

La distribution des fortes teneurs en argent (AGI3) aux niveaux 1025' et 1975' de la mine Henderson est illustrée à la figure 86. Ces fortes valeurs sont circonscrites à quelques poches minéralisées. Les lentilles sont situées à proximité de structures subsidiaires, notamment la zone D (figure 14) au niveau 1025'. Les intersections de la zone principale de cisaillement et de ses structures associées (surtout est-ouest) semblent donc constituer des cibles privilégiées pour la minéralisation argentifère. Toutefois, l'argent ne présente qu'un intérêt relativement modeste à la mine Henderson et ces observations ne sont utiles que



--- : zones non estimée

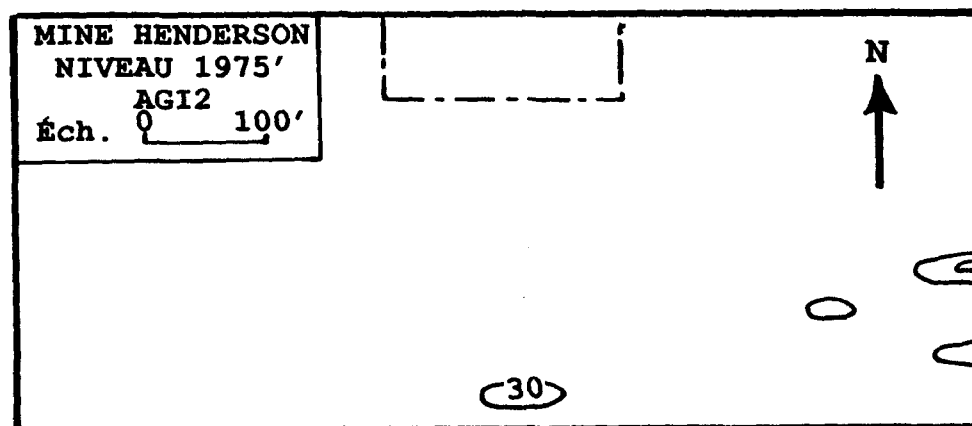


Figure 86 : Distribution spatiale des indicateurs AGI3 au niveau 1025' et AGI2 au niveau 1975' de la mine Henderson 1975'

combinées à des données sur d'autres éléments, notamment le cuivre.

Les distributions spatiales de l'or et du cuivre ont été systématiquement comparées sur chacun des niveaux des deux mines. Les résultats obtenus au niveau 2700' de la mine Copper Rand et au niveau 1975' de la mine Henderson serviront d'illustration. Alors qu'au niveau 2700' de la mine Copper Rand ces deux éléments présentent une étroite association spatiale, lorsque l'or est présent (figures 87-a et b); en revanche au niveau 1975' de la mine Henderson, leur présence caractérise des zones distinctes (figure 88).

Il est très important de mentionner que ces observations ne sont valables que pour les très fortes valeurs (indicateur I3). Pour des valeurs plus faibles (indicateurs I1 et I2), la distribution spatiale, tout en reflétant grossièrement la présence des valeurs plus fortes, présente d'importantes variations locales ainsi qu'un recoupement partiel entre l'or et le cuivre dans les deux sites.

L'affinité spatiale observée entre l'or et le cuivre à la mine Copper Rand est relativement surprenante. En effet, on a observé un coefficient de corrélation inférieur à 40% entre ces deux éléments (figures 77 et 80). Cette observation confirme l'importance de différencier des indicateurs qui

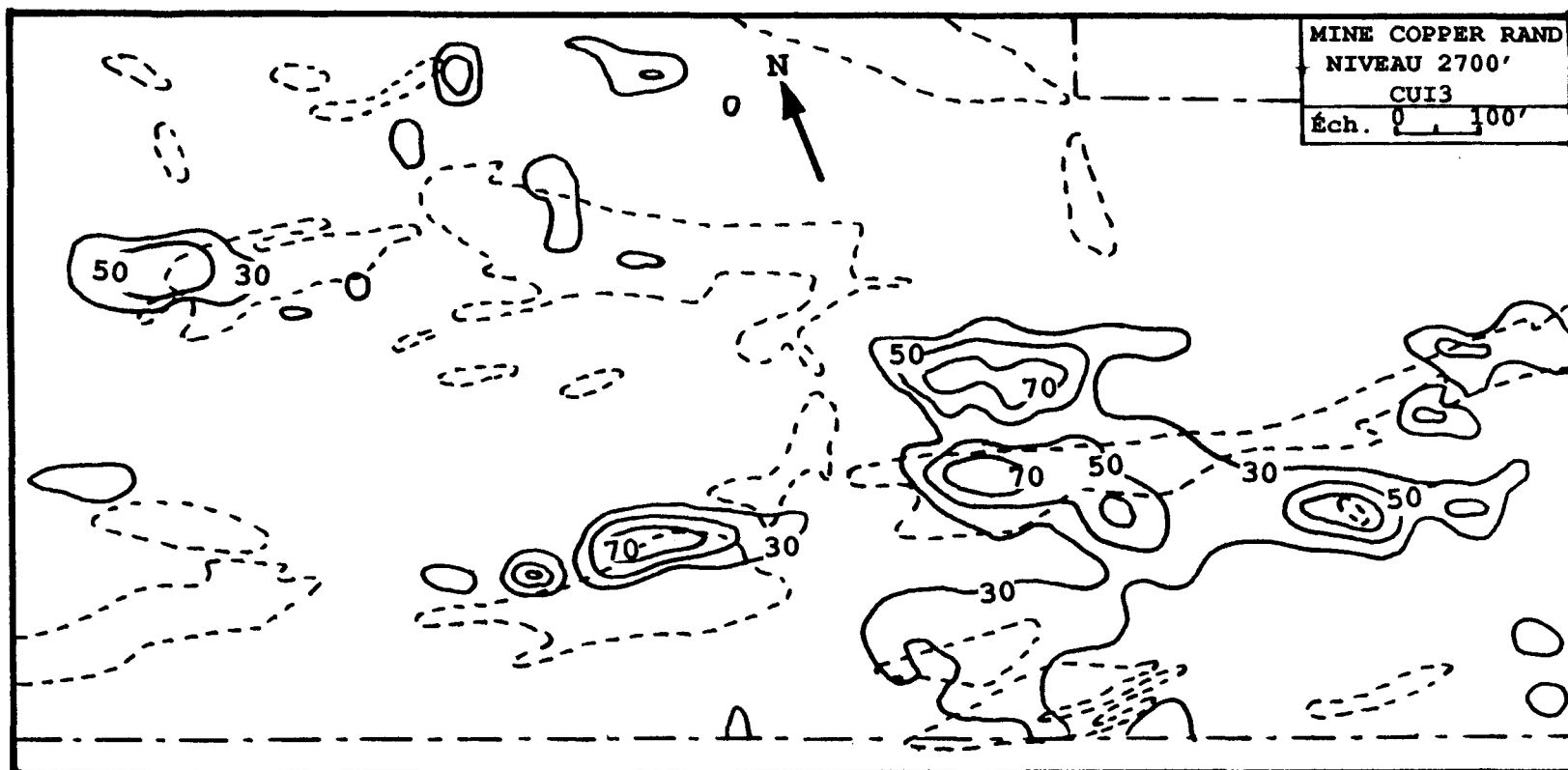
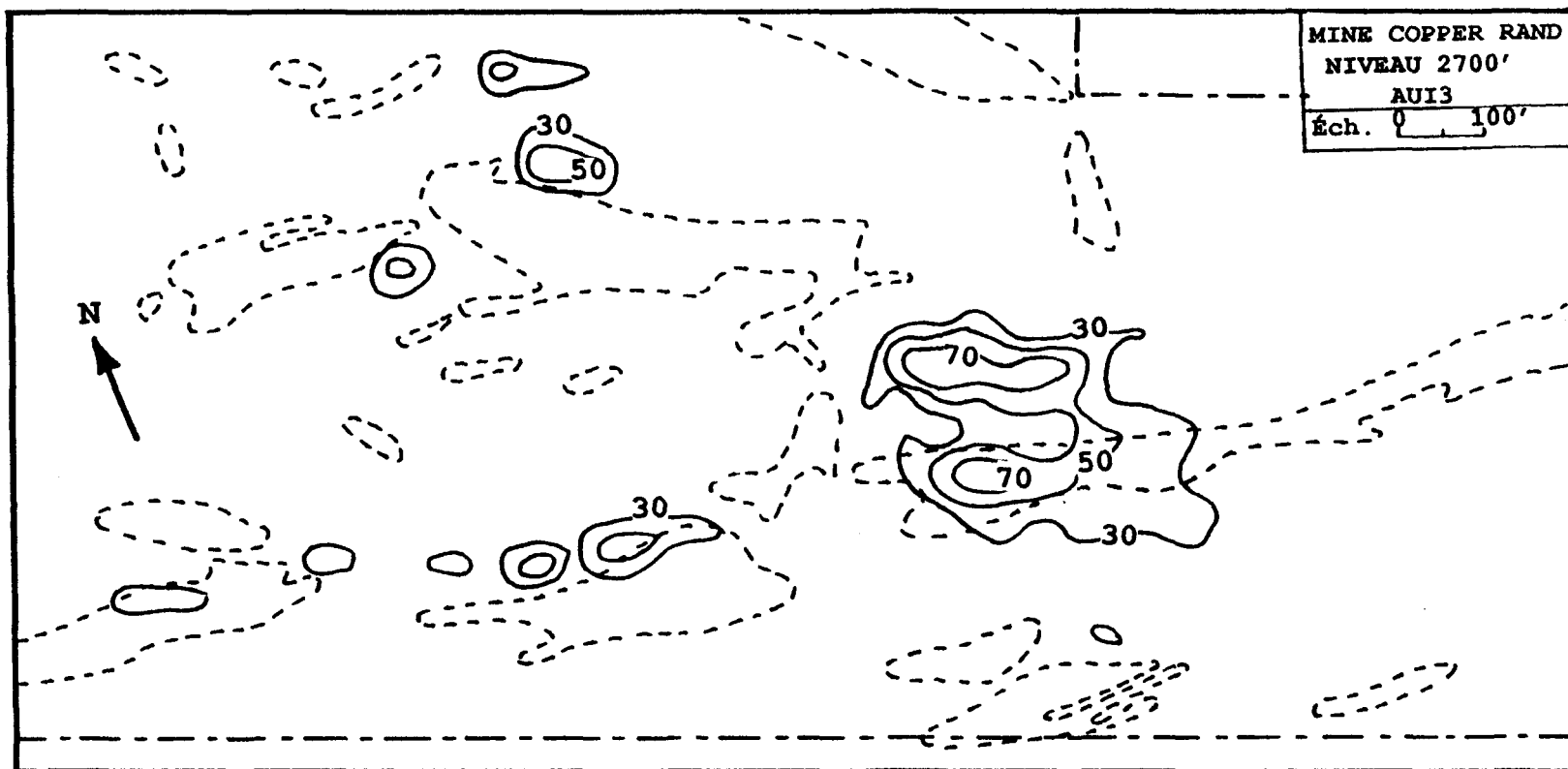
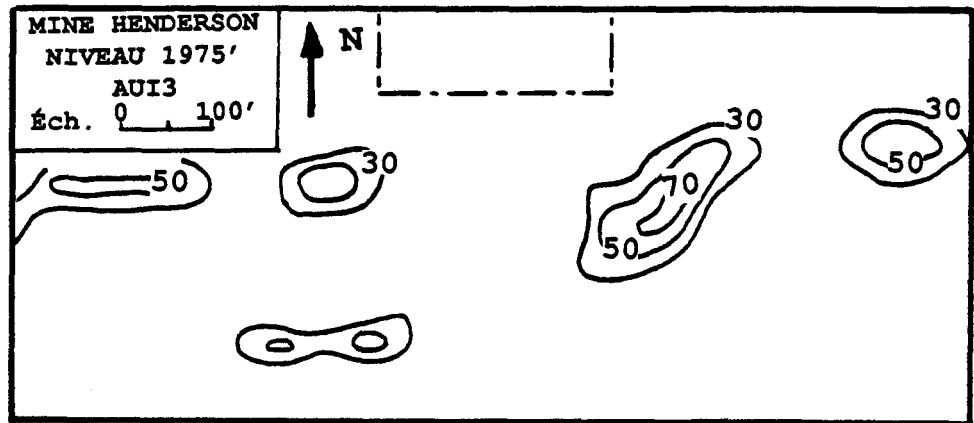
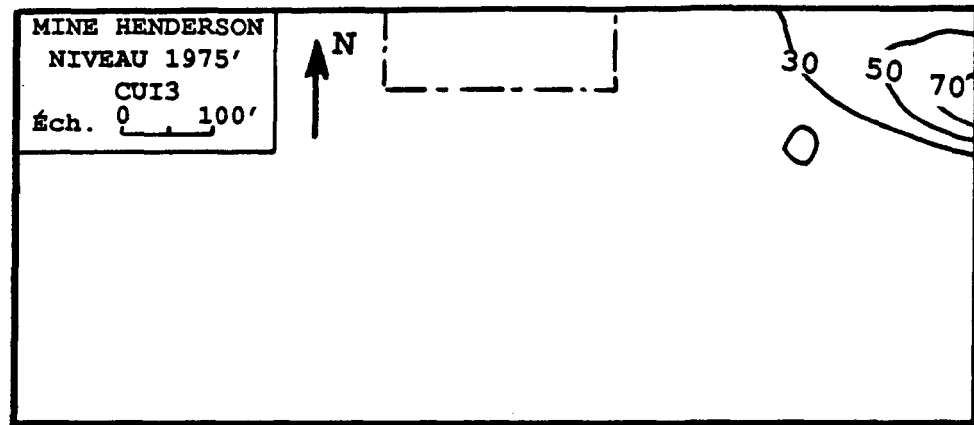


Figure 87-a : Distribution spatiale de l'indicateur CUI3 au niveau 2700' de la mine Copper Rand



--- : limite de la zone d'altération en chlorite
— : zone non-estimée

Figure 87-b : Distribution spatiale de l'indicateur AUI3 au niveau 2700' de la mine Copper Rand



---: zone non estimée

Figure 88 : Distribution spatiale des indicateurs CUI3 et AUI3 au niveau 1975' de la mine Henderson

caractérisent des minéralisations génétiquement différentes et ayant de ce fait une structuration spatiale distincte.

Ainsi, il est possible que l'ensemble des valeurs échantillonnées en cuivre et en or montre une faible corrélation, mais que cette corrélation soit en réalité élevée entre deux indicateurs particuliers de ces deux éléments. Cette remarque est d'autant plus vraie pour les fortes valeurs qui constituent une proportion généralement très faible (10% et moins) de l'ensemble de la population échantillonnée. Les caractéristiques de leur distribution sont ainsi souvent masquées par le reste des observations.

Le tableau ci-dessous illustre la matrice de corrélation des trois indicateurs du cuivre et des trois indicateurs de l'or au niveau 2700' de la mine Copper Rand. Cette matrice a été calculée à partir des valeurs de probabilité obtenues par le krigeage des indicateurs. Le fait d'utiliser des probabilités au lieu des teneurs permet de diminuer l'influence des très fortes valeurs sur le coefficient de corrélation.

	CUI1	CUI2	CUI3	AUI1	AUI2	AUI3
CUI1	1.00					
CUI2	-0.71	1.00				
CUI3	-0.56	-0.19	1.00			
AUI1	-0.11	-0.58	0.18	1.00		
AUI2	-0.17	0.13	0.04	-0.67	1.00	
AUI3	-0.16	-0.08	0.64	-0.35	-0.07	1.00

On observe un coefficient de corrélation de 0.64 entre CUI3 et AUI3 reflétant les résultats observés sur la figure 87. A titre de comparaison, la même matrice a été calculée pour le niveau 1975' de la mine Henderson. Les résultats obtenus sont les suivants :

	CUI1	CUI2	CUI3	AUI1	AUI2	AUI3
CUI1	1.00					
CUI2	-0.96	1.00				
CUI3	-0.21	-0.06	1.00			
AUI1	0.18	0.12	-0.08	1.00		
AUI2	-0.19	-0.17	-0.09	0.66	1.00	
AUI3	-0.03	-0.13	0.06	-0.07	0.09	1.00

Là encore, les résultats obtenus sont parfaitement concordants avec les observations faites sur les cartes de krigeage de la figure 88. On n'observe aucune corrélation entre les indicateurs du cuivre et de l'or. Cette différence de distribution relative des fortes teneurs en Cu et Au, même si elle n'a été observée que sur trois niveaux, constitue donc une nouvelle source de différenciation dans la caractérisation géochimique des deux gisements. Ces cartes de krigeage permettent ainsi de préciser les modèles métallogéniques de ces deux mines.

...Évolution de la distribution des teneurs d'un niveau à l'autre...

Enfin, l'évolution de la distribution des fortes teneurs en cuivre entre les niveaux 1025' et 1450' de la mine Henderson (figure 89) illustre bien l'utilisation potentielle de ce type de carte en exploration. Des veines de forte minéralisation en cuivre du niveau 1025' (entre les coordonnées 400 à 800E) sont remplacées au niveau 1450' par d'autres de même dimensions mais spatialement décalées (entre les coordonnées 800 à 1,000E) . Deux interprétations peuvent être données pour expliquer ce manque de continuité.

D'une part, on a vu dans la synthèse géomécanique du gisement Henderson que le cisaillement principal était

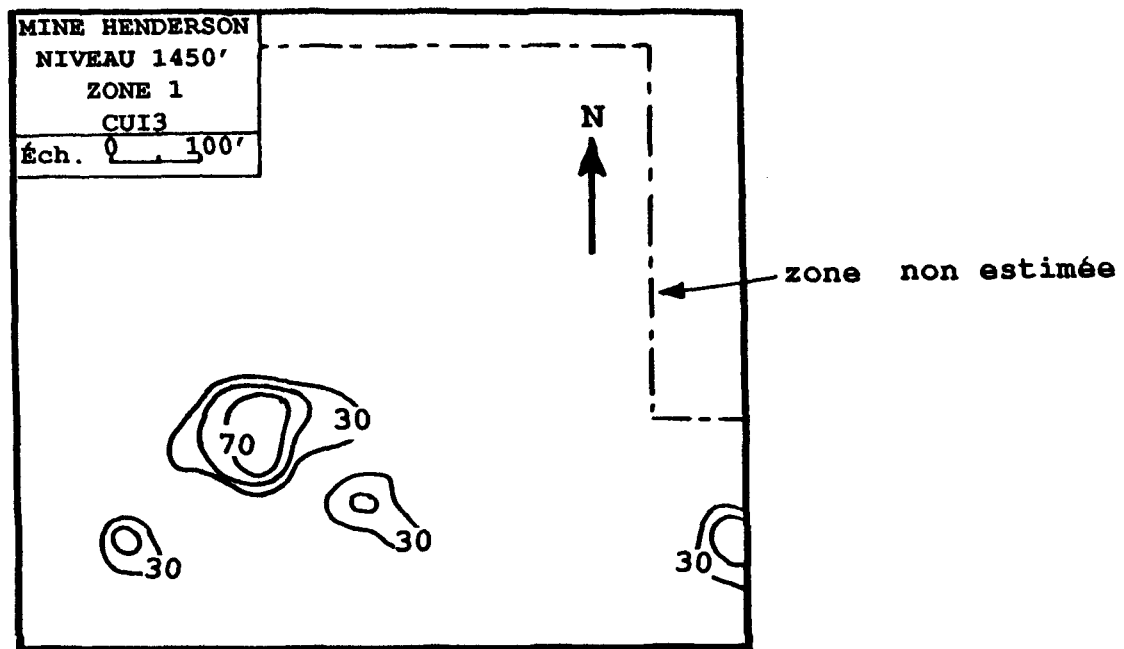
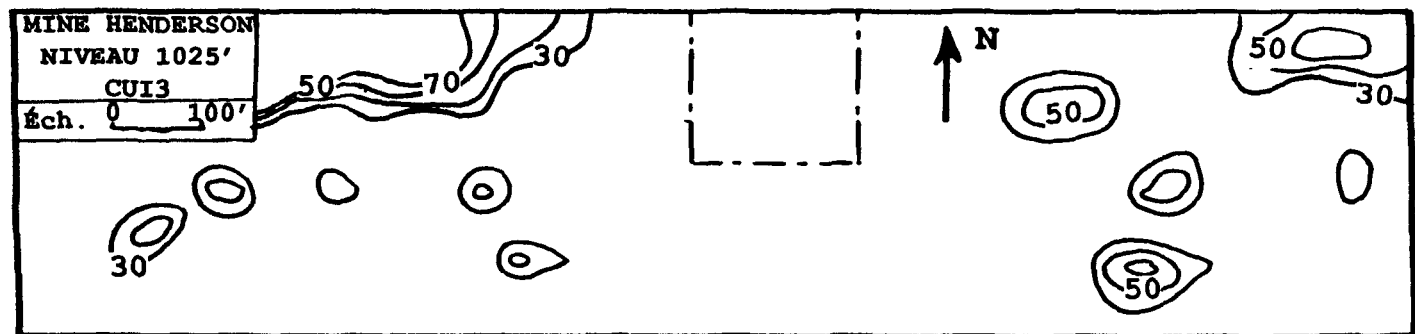


Figure 89 : Distribution spatiale de l'indicateur CUI3 aux niveau 1025' et 1450' de la mine Henderson

affecté par une structure est-ouest majeure dont le pendage tend à devenir horizontal vers 1100' de profondeur. Cette première hypothèse impliquerait donc que cette structure est-ouest ait modifié la distribution spatiale des teneurs dans la partie superficielle du gisement (niveau 1025').

Une deuxième hypothèse, moins interprétative, consiste à remarquer que dans tous les gisements du Complexe du Lac Doré les veines minéralisées économiquement présentent une faible continuité spatiale, ce qui rend le minage très complexe. Il y a plutôt une mise en relais des veines, aussi bien en direction qu'en pendage, dans les zones de cisaillement hôtes. C'est probablement cette deuxième hypothèse qui explique le mieux la distribution spatiale des zones riches en cuivre aux niveaux 1025' et 1450' (figure 89).

5. CORRÉLATIONS ENTRE LES DISTRIBUTIONS SPATIALES DES TENEURS ET DES FACIES D'ALTÉRATION

L'étude comparée des cartes de krigeage, obtenues pour les indicateurs de minéralisation, et de la cartographie des faciès d'altération (cartes C1 à C7) permet de mettre en évidence certaines relations importantes et de souligner les caractéristiques métallogéniques des deux gisements.

5.1 ORIENTATION PRÉFÉRENTIELLE DE LA MINÉRALISATION EN RELATION AVEC L'ALTÉRATION

L'orientation relative des veines minéralisées par rapport à l'orientation générale du couloir de déformation constitue un élément important dans l'étude métallogénique des gisements hydrothermaux encaissés par des zones de cisaillement. La cartographie des faciès d'altération au début de ce chapitre a démontré une forte concordance dans l'orientation relative de ces faciès et ce, dans les deux mines. La distribution spatiale des indicateurs de minéralisation permet de préciser localement ces observations.

5.1.1 Mine Copper Rand

Il ne faut pas considérer trop rapidement la minéralisation et l'altération comme faisant partie d'un seul et même ensemble et ayant le même patron de distribution spatiale. Il est intéressant au contraire d'étudier comparativement le comportement des faciès d'altération et des teneurs en cuivre et en or. Ainsi les figures 85, 87-a et 90 montrent l'évolution de l'orientation de CUI3 du niveau 1910' au niveau 2700' de la mine Copper Rand. Sur ces figures, on observe une parallélisation progressive en

---: limite de la zone d'altération en chlorite

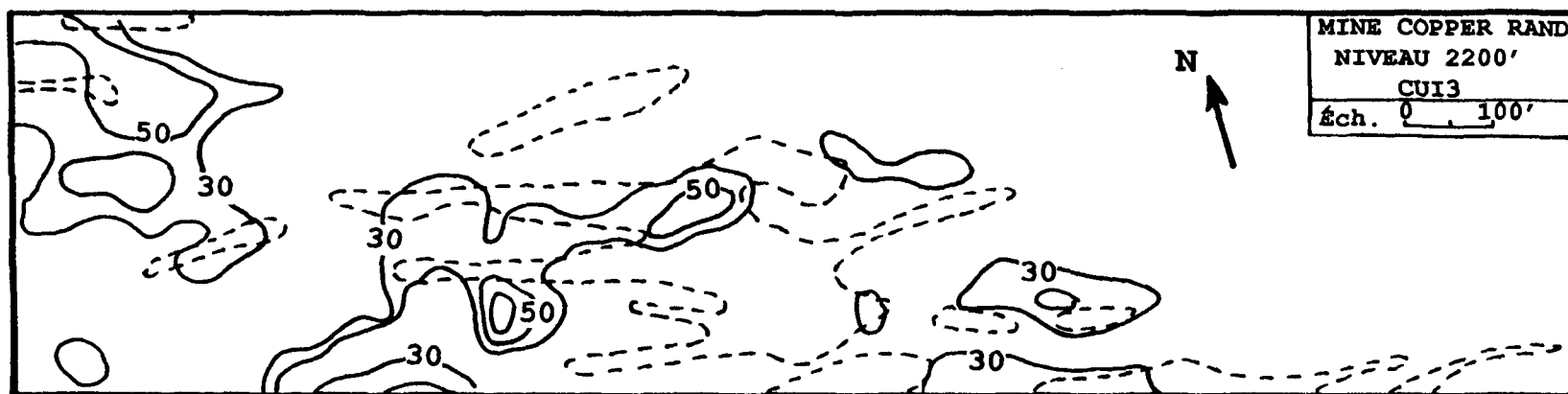


Figure 90 : Distribution spatiale de l'indicateur CUI3 au niveau 2200' de la mine Copper Rand

profondeur des zones à forte teneur en cuivre et de la zone d'altération en chlorite dominante (carte C5).

En effet, au niveau 1910' (figure 85) la distribution du cuivre présente une légère anisotropie est-ouest (environ 20 degrés à l'ouest de l'orientation moyenne de la zone à chlorite dominante). Cette anisotropie est toutefois trop faible pour pouvoir être mise en évidence sur les variogrammes (tableaux 8 à 14). Au niveau 2200' (figure 90) l'orientation préférentielle du cuivre se rapproche de celle de la zone à chlorite dominante (10 degrés environ de différence) puis lui devient sub-parallèle au niveau 2700' (figure 87-a).

Il faut relier cette évolution à l'augmentation de l'intensité de la déformation et donc du degré d'altération du niveau 1910' vers le niveau 2700'. Le développement et l'intensification de l'altération le long du couloir de cisaillement semblent paralléliser la zonation des métaux dans ce dernier. La même observation peut être faite pour les autres indicateurs de minéralisation en cuivre ainsi que pour les indicateurs de l'or.

5.1.2 Mine Henderson

La distribution de CUI3 (fortes teneurs en cuivre) au niveau 1025' de la mine Henderson est représentée sur la figure 89. En examinant conjointement la carte C1 et la figure 87, on observe une corrélation spatiale entre les structures secondaires à la zone principale d'altération et les zones de forte probabilité de présence des teneurs élevées en cuivre. Ce lien spatial est à mettre en relation avec les observations faites par Guha et al. (1983) sur l'évolution des fluides minéralisateurs à la mine Henderson, du coeur de la zone principale de déformation vers ses structures secondaires (figure 91).

Ces auteurs ont démontré, à l'aide d'études géochimiques détaillées sur des inclusions fluides, la migration des fluides minéralisateurs riches en calcium de la zone principale d'altération vers les structures secondaires associées. La distribution des teneurs en cuivre (CUI3) et en or (AUI2 car les fortes teneurs sont absentes à ce niveau) reflète ce modèle de migration et vient confirmer l'hypothèse de remobilisation des sulfures et du calcium à l'état fluide durant leur mise en place synchrone à l'activité de la zone de cisaillement.

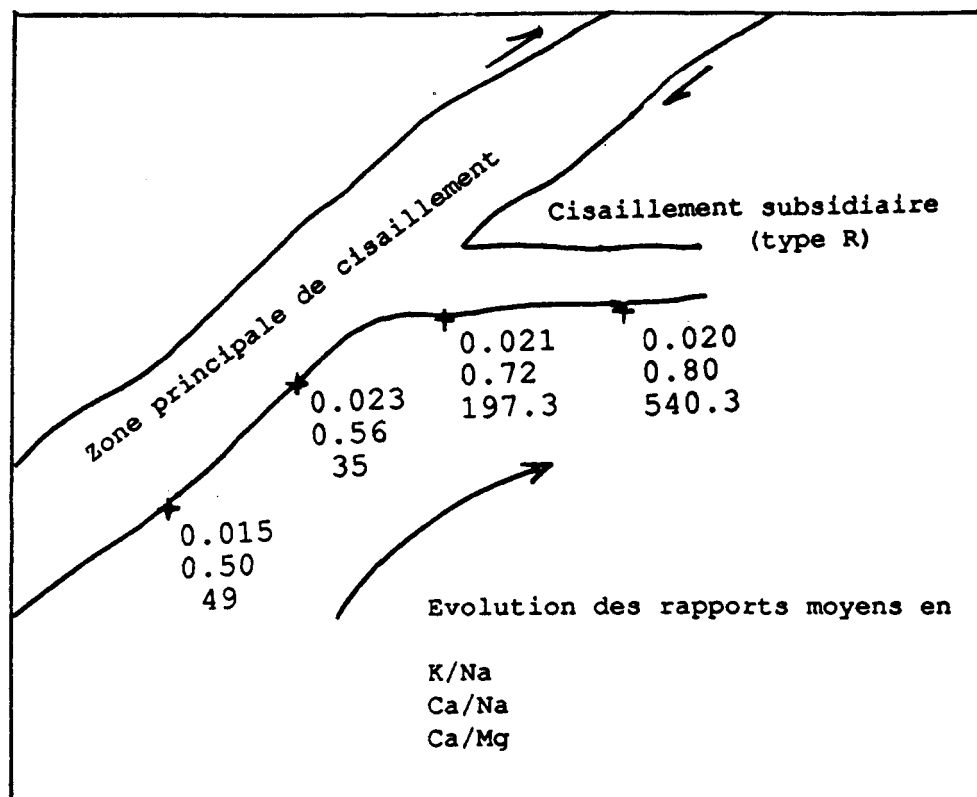


Figure 91 : Migration des fluides minéralisés dans les zones de cisaillement (d'après Guha et al., 1983)

5.2 CORRÉLATION SPATIALE ENTRE LA DISTRIBUTION DES TENEURS ET LA GÉOMÉTRIE DES PATRONS ANASTOMOSÉS

La distribution des fortes valeurs en or (AUI3) aux niveaux 2700' et 2200' de la mine Copper Rand est présentée aux figures 87-b et 92. Ces cibles potentielles présentent une bonne concordance avec les patrons d'altération en anastomoses identifiés sur les cartes C6 et C7. Si certains blocs ne sont pas reproduits sur les cartes de distributions de AUI3 c'est possiblement en raison du faible échantillonnage (cartes A6 et A7).

D'amplitude relativement restreinte au niveau 2200', les lentilles atteignent des dimensions décamétriques au niveau 2700', lequel constitue un des plus riches niveaux de la mine. De plus, cette augmentation en volume des veines minéralisées s'accompagne d'un enrichissement en cuivre (figures 87-a et 90) aussi bien qu'en or (figures 87-b et 92)

La bonne corrélation entre les patrons d'altération et la distribution des teneurs permet donc d'utiliser les cartes de krigeage pour caractériser la géométrie du patron d'altération en anastomoses. On peut, à l'aide de ces cartes, visualiser la fréquence et la dimension des blocs ainsi découpés. De plus, elles permettent de quantifier la probabilité en un lieu quelconque du domaine d'étude, d'être

---: limite de la zone d'altération en chlorite

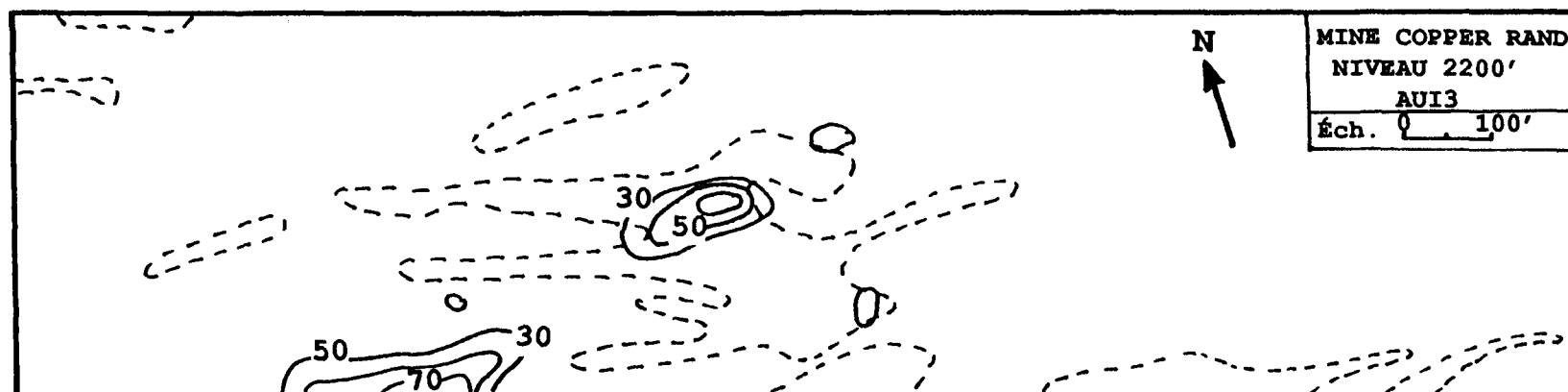


Figure 92 : Distribution spatiale de l'indicateur AUI3 au niveau 2200' de la mine Copper Rand

ou de ne pas être dans une zone préservée de bloc, et d'évaluer la variance d'estimation ou l'incertitude reliée à cette information.

5.3 DISTRIBUTION DES TENEURS ET DES VEINES DE QUARTZ-CARBONATES-SULFURES

Les différents types de veines de quartz-carbonates-sulfures (à pyrite ou chalcoppyrite dominante) présentent une distribution spatiale bien structurée sur plusieurs niveaux selon le modèle décrit à la figure 64 (cartes C1 à C7). La distribution spatiale des indicateurs du cuivre, de l'or et de l'argent ne permet pas d'associer une signature métallique particulière à la périphérisation des veines riches en chalcoppyrite autour des veines principales riches en pyrite.

Il faut toutefois préciser que la grille d'échantillonnage utilisée pour les forages d'exploration en est probablement responsable. Il ne s'agit pas là d'un problème d'échelle mais d'une quasi-absence d'analyses géochimiques dans les veines à chalcoppyrite dominante. Il serait intéressant dans une étude subséquente d'échantillonner intensivement et en trois dimensions les deux types de veines de Qz-Ca-Sf.

5.4 LIEN SPATIAL ENTRE LA DISTRIBUTION DES INDICATEURS DE MINÉRALISATION ET LA PROXIMITÉ D'UNE ZONE MINÉRALISÉE

Les indicateurs de minéralisation sub-économique (indicateurs I2) se distribuent à la périphérie des fortes teneurs (indicateurs I3) en dessinant une auréole de remobilisation, ou de dissémination selon le modèle métallogénique adopté . Cette observation est vraie aussi bien à la mine Copper Rand (figures 87-a, 90 et 93,) qu'à la mine Henderson (figures 89 et 94).

La remarque précédente peut être directement appliquée en exploration dans la mine. De plus, ces teneurs non négligeables pourraient présenter un potentiel économique direct dans l'exploitation du gisement lorsqu'on les retrouvent dans un volume rocheux important. Leur intérêt peut alors évoluer en fonction du cours des métaux et des coûts d'extraction qui influent le choix des teneurs de coupure. Tout en considérant la fiabilité relative des estimations, quantifiée par la variance d'estimation, il serait ainsi possible de sélectionner des zones où la teneur se situe entre 0.65 et 1.35% en cuivre et qui représentent un volume suffisamment grand pour donner une rentabilité à l'exploitation.

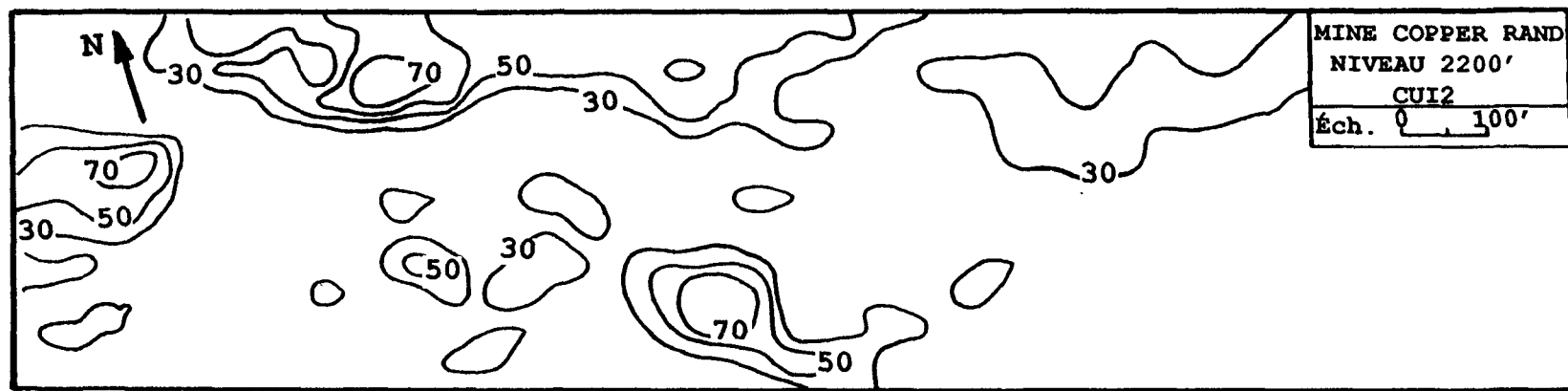


Figure 93-a : Distribution spatiale de l'indicateur CUI2 au niveau 2200' de la mine Copper Rand

----: zone non estimée

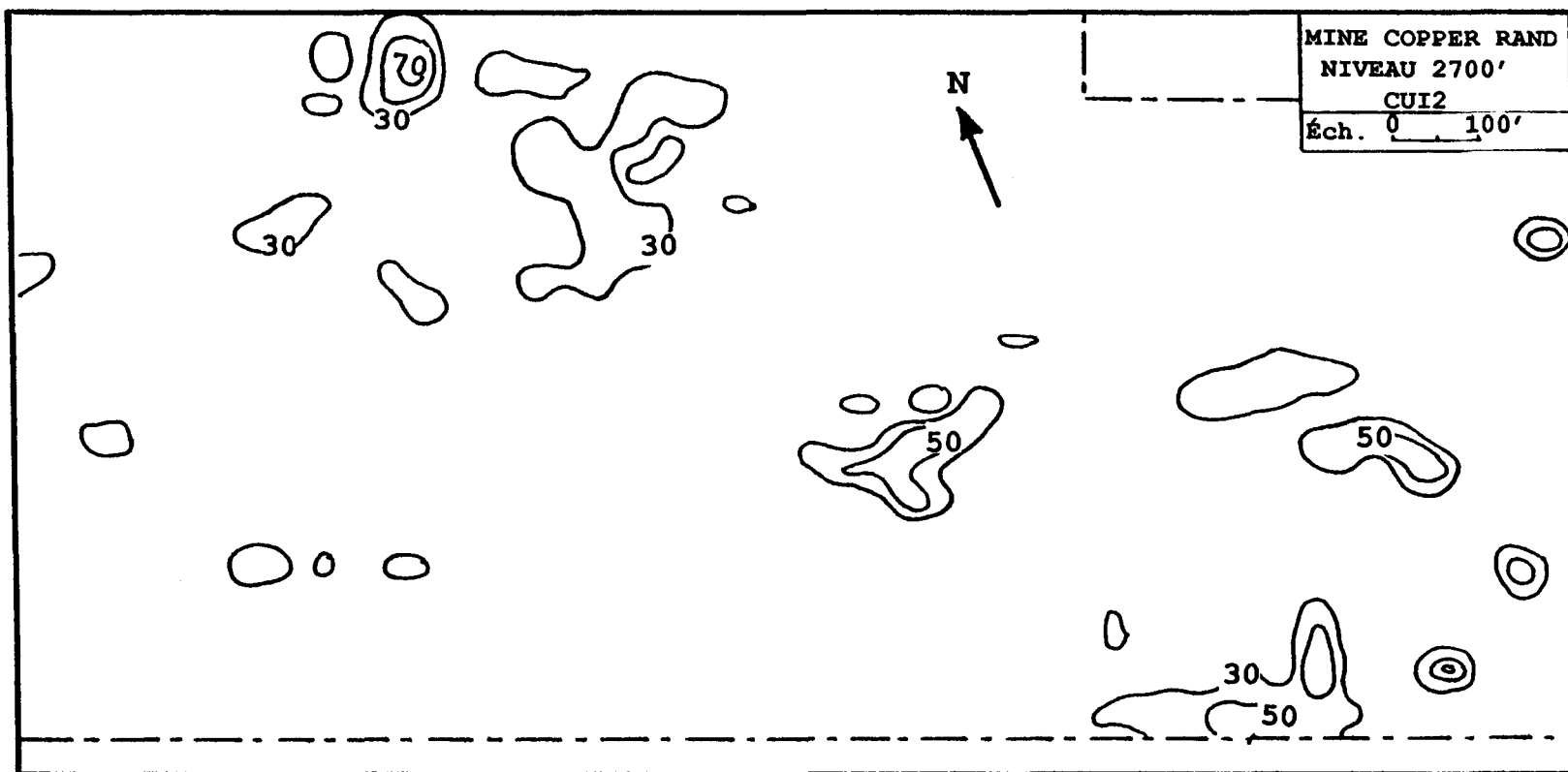


Figure 93-b : Distribution spatiale de l'indicateur CUI2 au niveau 2700' de la mine Copper Rand

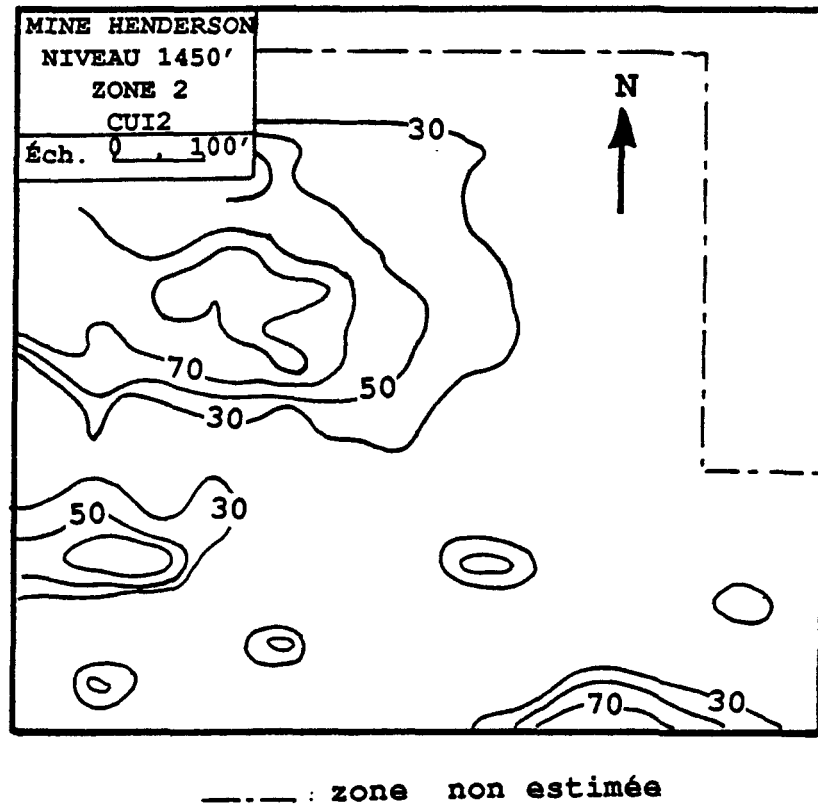


Figure 94 : Distribution spatiale de l'indicateur CUI2 dans la zone 1 au niveau 1450' de la mine Henderson

L'observation précédente suggère d'autres applications potentielles en exploration minière. En effet, en faisant une cartographie systématique de la probabilité de présence des indicateurs de minéralisation de type schistes à sulfures, on peut prédire la présence d'une zone minéralisée plus importante. L'étude qui a porté sur la zone 2 au niveau 1450' de la mine Henderson semble confirmer cette relation (figure 95). Des lentilles correspondant à des poches d'altération concordantes en orientation avec le cisaillement d'Henderson peuvent être identifiées sur la carte C3 en annexe.

A une échelle plus régionale, il serait intéressant de vérifier si l'approche (à l'échelle hecto ou kilométrique) du cisaillement d'Henderson s'accompagne d'une augmentation en fréquence de ce type de lentilles, à forte probabilité de présence de teneurs sub-économique et d'orientation concordante à celle du cisaillement principal. Une telle étude nécessiterait une compilation de l'ensemble des données de forages à proximité de la mine Henderson (figure 13), ce qui ne correspondait pas aux objectifs principaux de cette étude.

--- : limite de la zone d'altération en chlorite

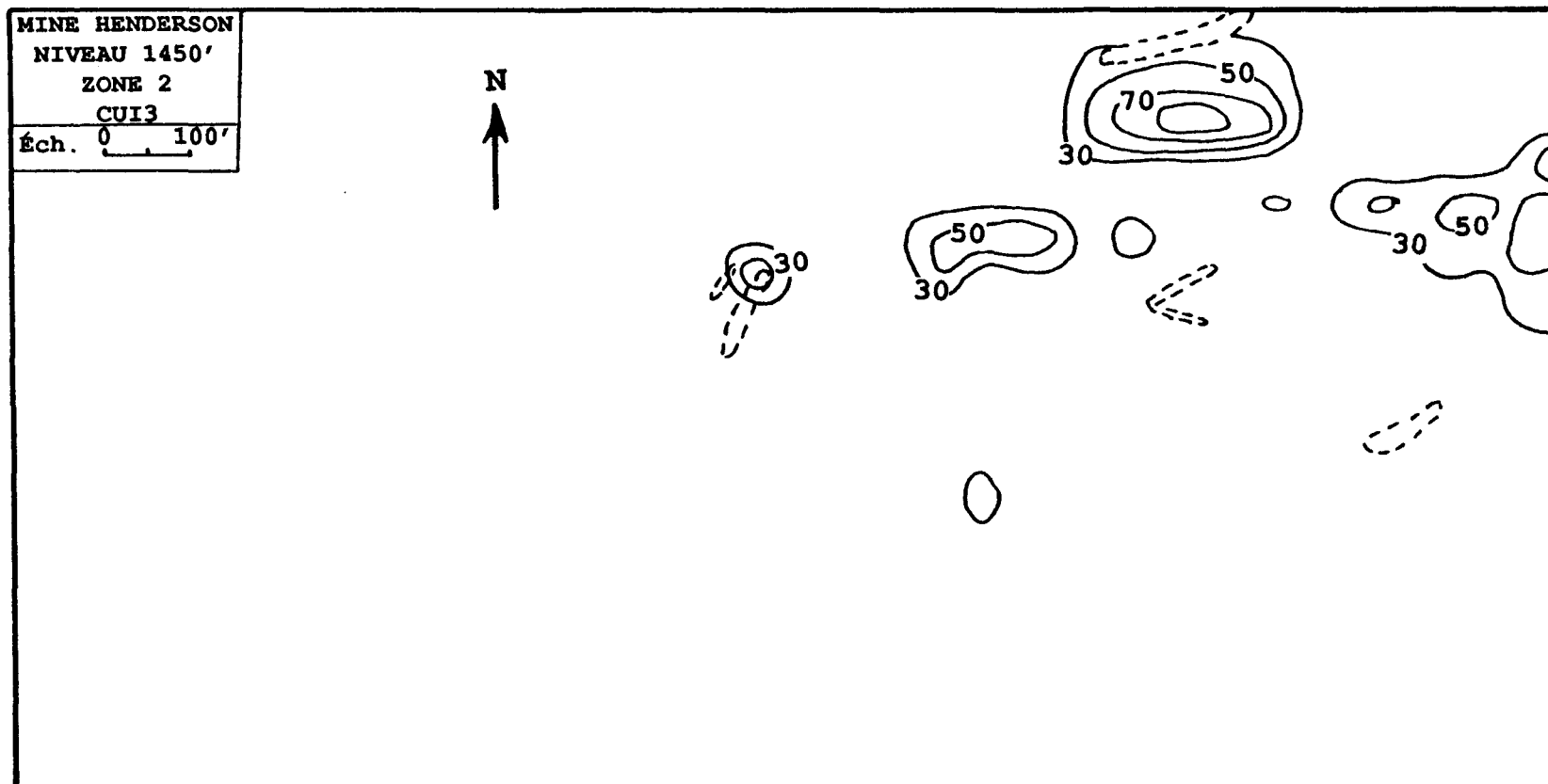


Figure 95 : Distribution spatiale de l'indicateur CUI2 dans la zone 2 au niveau 1450' de la mine Henderson

6. CONCLUSIONS

L'utilisation du krigeage de l'indicateur a permis de mettre en évidence différentes caractéristiques des deux mines dans la distribution de l'or, de l'argent et du cuivre.

La modélisation des variogrammes indique une meilleure continuité spatiale de l'or que du cuivre et de l'argent à la mine Copper Rand. A la mine Henderson, en revanche, on n'observe aucune relation de ce type. Les structurations spatiales de ces éléments sont d'ailleurs profondément différentes dans les deux mines. Enfin, on peut souligner que la composante aléatoire qui représente 100% de la distribution de l'argent à la mine Copper Rand est inférieure à 50% à la mine Henderson.

Les cartes de krigeage ont également mis en évidence des différences très importantes dans la distribution spatiale du cuivre et de l'or. En concordance avec leurs coefficients de corrélation, ces deux éléments ne montrent pas d'association spatiale à la mine Henderson. A la mine Copper Rand, par contre, ils sont étroitement associés pour leurs fortes valeurs. Ces cartes démontrent donc qu'une partie seulement des populations échantillonnées (indicateurs de forte minéralisation) peuvent présenter une forte corrélation.

Les cartes de krigeage présentent de nombreuses applications aussi bien en exploration que pour l'optimisation des exploitations. Elles permettent de prédire la fréquence des veines fortement minéralisées et d'identifier des zones de minéralisation en schistes à sulfures qui impliquent un volume rocheux suffisamment important pour en rendre l'exploitation rentable. A un stade d'exploration plus préliminaire, elles permettent de prévoir la géométrie des corps minéralisés. Ceci a été vérifié aussi bien à la mine Copper Rand, où ces cartes soulignent les patrons en anastomoses, qu'à la mine Henderson pour les structures subsidiaires au cisaillement principal.

Enfin, les cartes de variance d'estimation qui accompagnent ces cartes de krigeage permettent de juger de la qualité de l'information obtenue et ainsi de fournir un outil décisionnel au géologue en quantifiant les incertitudes reliées à leur utilisation.

PARTIE IV
CORRÉLATION ENTRE
LA STRUCTURE ET LA MINÉRALISATION

1. INTRODUCTION

Dans les chapitres précédents des outils de quantification, à la fois de la distribution spatiale des fractures et des éléments géochimiques, ont été développés. Ces outils qui tiennent compte des particularités génétiques et géométriques des zones de cisaillement, ont permis d'obtenir des cartes de probabilités pour l'ensemble des sites étudiés. Ces cartes ont contribué, d'une part à faire un lien entre la distribution des composantes ductile et fragile de la déformation et, d'autre part, à corrélérer la distribution des différents métaux avec la cartographie des faciès d'altération et des assemblages minéralogiques.

La quantification de la distribution spatiale des fractures présente de nombreuses applications tant en géotechnique pour des problèmes de stabilité, qu'en hydrogéologie et en métallogénie, en raison du fort contrôle structural exercé par les zones de cisaillement sur la mise en place de la minéralisation. L'essentiel de ce chapitre

portera sur le lien entre la métallogénie et la distribution spatiale des systèmes de fractures.

Dans un premier temps, les cartographies structurales (section 2 de la partie I; cartes B1 à B7) et minérales (section 2 de la partie II; cartes C1 à C7) seront comparées afin de vérifier les modèles métallogéniques de Guha et Koo (1975), Guha et al. (1983), et Archambault et al. (1984); et éventuellement d'en préciser les variations locales. Puis, dans un deuxième temps, la corrélation entre la distribution spatiale des teneurs et des fractures sera quantifiée afin de dégager de nouveaux outils, tant pour l'exploration que pour l'exploitation des gisements du Complexe du Lac Doré. En raison du grand nombre des variables traitées précédemment, une sélection a été faite afin d'analyser seulement les plus significatives. Les techniques d'analyses multivariées (i.e. matrices de corrélation, analyses en composantes principales) ont dû, elles aussi, être soigneusement choisies en fonction des objectifs poursuivis.

Cependant, cette étude ne se limite pas à une suite d'analyses numériques et l'ensemble de l'information disponible vue précédemment a été utilisé. Il sera ainsi intéressant de comparer les résultats quantitatifs obtenus avec les cartographies détaillées des faciès d'altération ainsi que de la déformation (cartes B1 à B7 et C1 à C7).

2. RELATION SPATIALE ENTRE MINÉRALOGIE ET DÉFORMATION

2.1 MODELE MÉTALLOGÉNIQUE

Comme prévu par le modèle synthétisé à la figure 23, la gradation des faciès d'altération à l'intérieur d'une zone de cisaillement est soulignée par une augmentation progressive de l'intensité de la déformation. Ce phénomène est observable à tous les niveaux des mines Copper Rand et Henderson. De plus, les observations de terrain ont confirmé que ce processus se répète à plusieurs échelles (blocs d'anorthosite cisailés de quelques mètres, zones de déformation à l'échelle d'un niveau ou à l'échelle du gisement).

La dilatation des zones de déformation est marquée par un élargissement de la zone d'altération à chlorite dominante. Elle est également soulignée par le développement des veines de quartz-carbonates-sulfures, ainsi que des dykes à la mine Copper Rand. Ces observations corroborent donc l'hypothèse de Guha et Koo (1975) selon laquelle les sulfures auraient été remobilisés pour se concentrer dans des zones de moindre contrainte.

Ce modèle peut toutefois être précisé par le phénomène de périphérisation des veines riches en chalcopryrite de dimensions plus restreintes autour des veines dominées par la pyrite (figure 64). En effet, les veines à chalcopryrite dominante se retrouvent presque toujours en périphérie des veines principales dans des zones de déformation plus intense. Elles semblent ainsi représenter un stade intermédiaire entre les schistes à sulfures et les veines principales de quartz-carbonates-pyrite. Elles constituent donc un indicateur précieux de la proximité potentielle de veines plus importantes.

Les observations précédentes permettent de préciser les modèles de Guha et al. (1983) pour la mine Henderson, et de Archambault et al. (1984) pour la mine Copper Rand. Dans le cas de la mine Henderson, les faciès d'altération soulignent très bien la structure principale ainsi que les structures secondaires minéralisées ou pas. Dans le cas de la mine Copper Rand, le modèle de Archambault et al. (1984) pourrait être raffiné par ce qui suit. La déformation s'est développée selon un patron en anastomoses (Archambault et al., 1990). Les zones de déformation et d'altération semblent éclater en profondeur mais leur concordance reste très bonne.

Une synthèse métallogénique est présentée pour chacune des deux mines aux figures 96 et 97. Ces synthèses

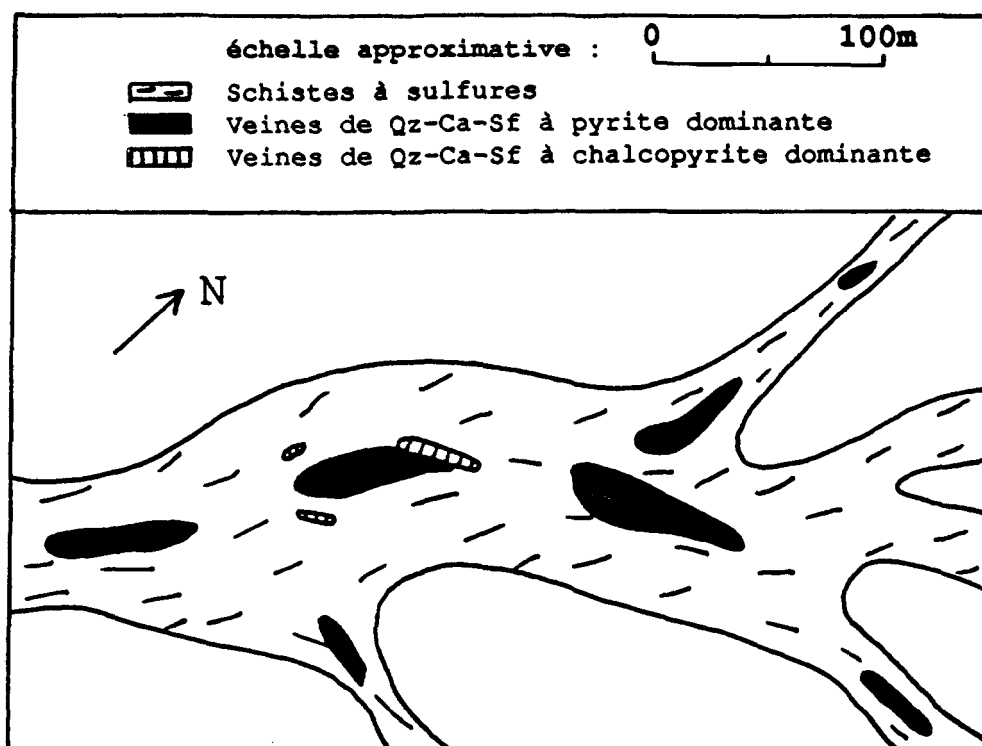


Figure 96 : Schématisation d'un plan de niveau montrant une synthèse métallogénique de la mine Henderson

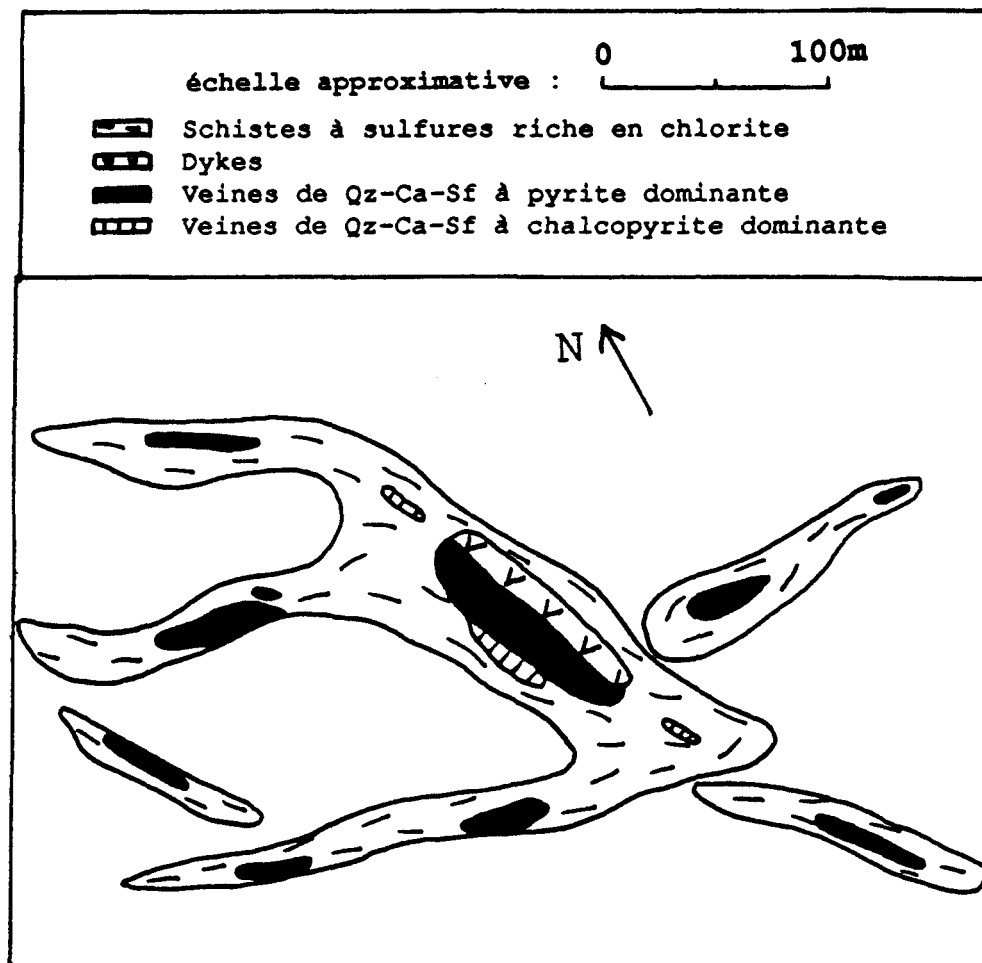


Figure 97 : Schématisation d'un plan de niveau montrant une synthèse métallogénique de la mine Copper Rand

schématiques illustrent les principales différences entre les deux mines. Quelques particularités locales peuvent être observées à chacun des niveaux. Dans la section qui suit, chaque niveau sera considéré afin d'analyser ses particularités et de les intégrer aux modèles de synthèse.

2.2. Mine Henderson

2.2.1 Niveau 1025'

Au niveau 1025' de la mine Henderson, la cartographie des faciès d'altération souligne remarquablement bien les variations d'orientation de la schistosité (cartes B1 et C1).

2.2.2 Niveau 1450'

Dans la zone 1 au niveau 1450' (cartes B2 et C2), les seuls dykes observés à la mine Henderson ne sont spatialement associés à aucune minéralisation ou altération particulière. En dehors de la schistosité régionale qui les recoupe, aucune déformation caractéristique ne peut leur être associée. Bien que la zone principale de cisaillement soit de dimensions très restreintes, les modèles définis précédemment s'appliquent très bien. En particulier, la distribution spatiale des veines riches en chalcopryrite se caractérise par

une périphérisation autour des principales veines de dilatation dans la zone d'intense déformation.

Dans la zone 2 (cartes B3 et C3) située au sud du cisaillement Henderson-Portage, il est remarquable d'observer que chacun des "foyers" de déformation est minéralisé. Ces lentilles de minéralisation, de dimensions très restreintes, sont les seules à présenter une concordance entre l'orientation de la schistosité et l'orientation moyenne de la zone d'altération. On observe une augmentation dans la fréquence et la taille de ces lentilles lorsqu'on se rapproche vers le nord-est du cisaillement principal.

La présence de telles lentilles est donc un bon indicateur de l'existence d'un gisement possiblement plus important et économiquement rentable. Une étude à plus grande échelle (kilométrique) pourrait apporter des résultats intéressants à partir de travaux d'exploration déjà existants.

2.2.3 Niveau 1975'

Le niveau 1975' de la mine Henderson est marqué par un élargissement des zones d'altération et de déformation vers le sud-ouest et la présence de blocs d'anorthosite préservée

(cartes B4 et C4). Ces blocs n'entraînent cependant pas de déviation locale de la schistosité.

2.3. MINE COPPER RAND

2.3.1 Niveau 1910'

Contrairement à la plupart des niveaux de la mine Copper Rand, le niveau 1910' ne présente pas d'association spatiale claire entre les dykes et les veines minéralisées localisées au coeur des zones principales de déformation (cartes B5 et C5). On a vu précédemment que cette observation remettait en cause l'hypothèse de synchronisme entre le développement du cisaillement de Copper Rand et la mise en place de ces dykes. Cette hypothèse est généralement admise par les sociétés minières ayant exploité ce gisement. Les dykes semblent plutôt constituer des zones de faiblesse autour desquelles s'est préférentiellement développée la déformation mais pas nécessairement partout dans la mine.

2.3.2 Niveau 2200'

On observe (cartes B6 et C6) une superposition quasi-parfaite des patrons en anastomoses de la déformation et des faciès d'altération pour l'ensemble du niveau 2200'. Le

modèle élaboré pour la mine Copper Rand (figure 97) s'applique parfaitement dans ce cas.

2.3.3 Niveau 2700'

Le modèle de superposition des patrons structuraux et minéralogiques s'applique encore une fois très bien au niveau 2700' (cartes B7 et C7). On observe à ce niveau un élargissement considérable de l'ensemble de la zone de cisaillement qui atteint plus de 300 mètres de largeur. Ceci se traduit par le développement de plusieurs lentilles majeures associées spatialement à des dykes importants et encaissées dans les zones d'intense foliation.

3. ANALYSES MULTIVARIÉES DES VARIABLES STRUCTURALES ET MINÉRALES

On a vu (section 5.2 du chapitre I) que les forages n'ont pas fourni de données pouvant être utilisées pour l'analyse structurale. Par conséquent, les variables structurales et géochimiques proviennent de grilles d'échantillonnage différentes. D'ailleurs les densités de chaque famille de fracture, et par conséquent ses indicateurs, ont été recalculées sur une grille particulière

lors de la recomposition et de la correction du biais d'orientation vus au chapitre 2 (figure 39). Il est donc nécessaire de ramener toutes ces variables à une même grille de points en utilisant le krigeage de l'indicateur qui est un excellent estimateur local (Journel, 1988).

3.1. CHOIX DES ZONES LES PLUS SIGNIFICATIVES

En raison de la localisation préférentielle des forages et des lignes de relevés structuraux dans certains secteurs seulement des niveaux étudiés, il serait peu significatif d'étudier la corrélation spatiale entre la distribution de la minéralisation et de la fracturation pour l'ensemble d'un niveau. Les figures 98 et 99 montrent la localisation des secteurs choisis aux niveaux 1910' de la mine Copper Rand et 1025' de la mine Henderson. On a donc identifié quatre secteurs à la mine Copper Rand et deux secteurs à la mine Henderson où l'échantillonnage des analyses en or, en cuivre et en argent et des densités de fracturation est suffisamment important pour établir d'éventuelles corrélations spatiales (cartes A1 et A5).

Il serait possible d'interpoler la valeur de ces variables pour l'ensemble du niveau en utilisant une fenêtre de recherche suffisamment grande. Cela aboutirait néanmoins à des valeurs extrêmement biaisées et, dans plusieurs cas, une

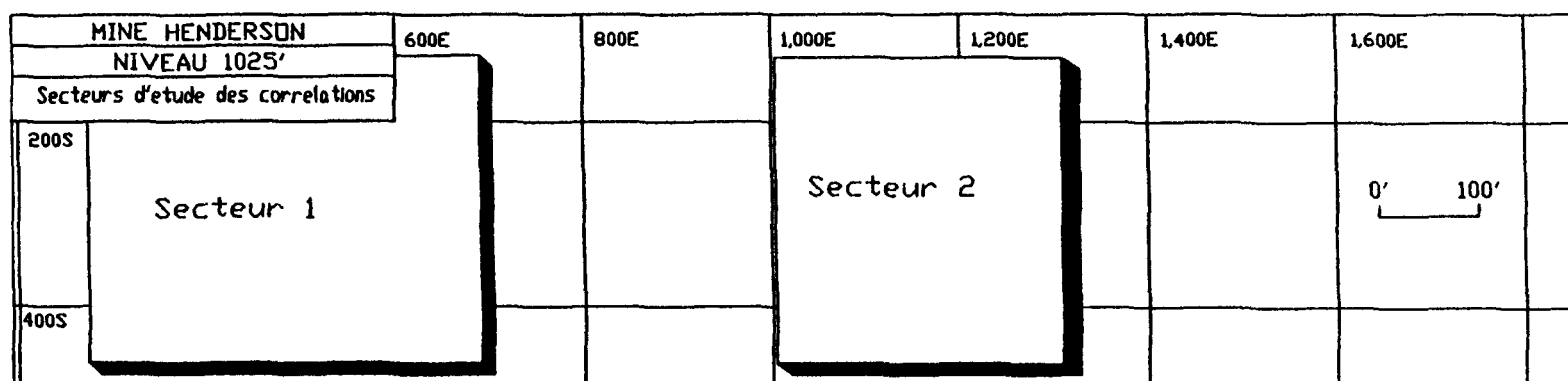


Figure 98 : Localisation des secteurs étudiés pour les corrélations entre structures et minéralisations au niveau 1025' de la mine Henderson

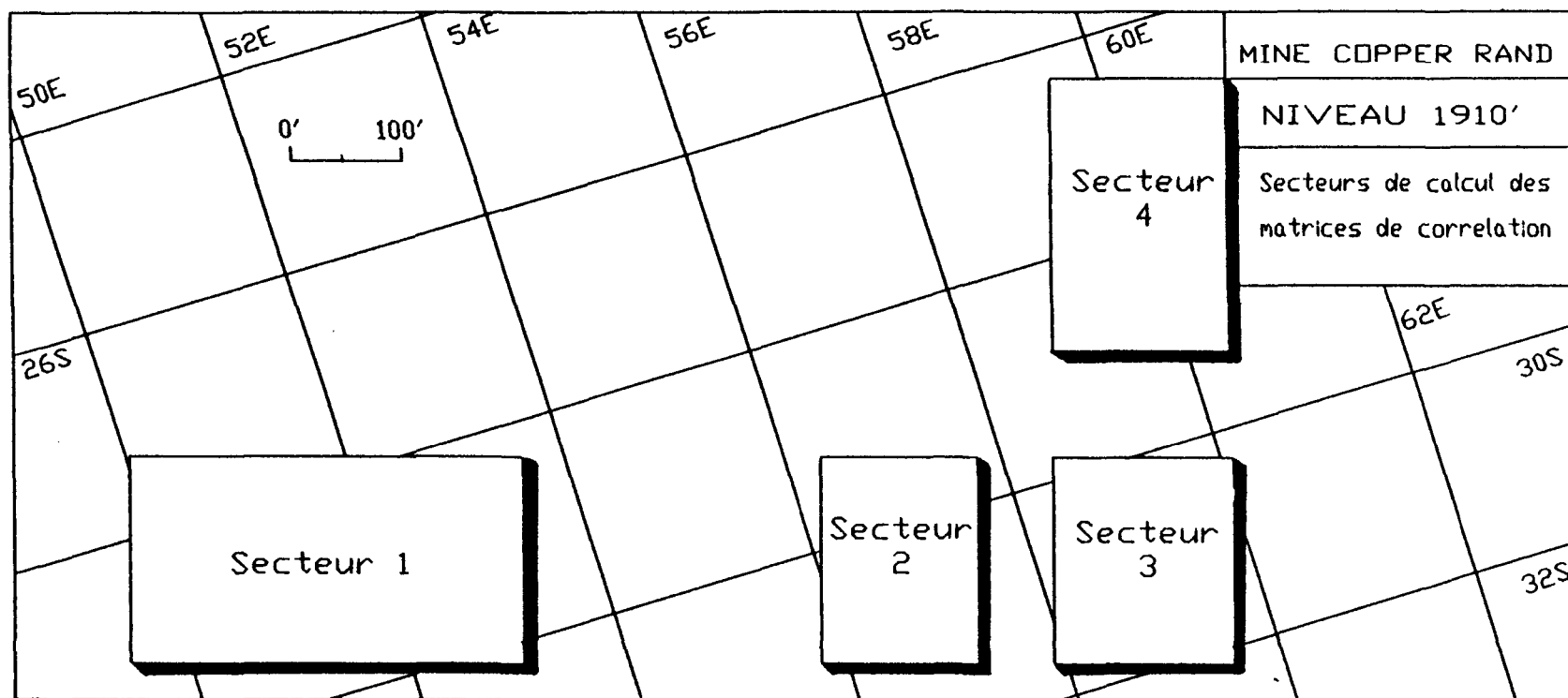


Figure 99 : Localisation des secteurs étudiés pour les corrélations entre structures et minéralisations au niveau 1910' de la mine Copper Rand

grande quantité de points serait estimée à partir d'un seul ou de quelques échantillons seulement. Des tests menés sur les différents niveaux ont démontré que ces calculs pouvaient induire une corrélation spatiale artificielle en raison du phénomène de répétition d'une même valeur en de nombreux points de la carte.

Il convient donc de choisir adéquatement non seulement les limites des zones étudiées, mais également le nombre de points pris en compte dans les estimations ainsi que les dimensions de la fenêtre de recherche. La suite de cette étude sera basée sur la comparaison des valeurs des indicateurs de minéralisation et de fracturation, recalculées dans des zones bien échantillonnées, en utilisant comme précédemment la technique du krigeage avec une fenêtre de recherche restreinte (un cercle de 3 mètres de diamètre) et en ne considérant que les trois observations les plus proches.

Les probabilités de présence des indicateurs ainsi recalculées localement présentent peu de biais. Une vérification systématique des principaux paramètres statistiques (moyenne, variance, dissymétrie) des distributions originales et interpolées a permis de le vérifier. Un exemple est fourni dans le tableau ci-dessous

pour l'indicateur CUI3 au niveau 1910' de la mine Copper Rand.

<u>Population</u>	<u>Moyenne</u>	<u>Ecart-type</u>	<u>Coeff. Dissymétrie</u>
Originale	0.067	0.2507	1.24
Interpolée	0.073	0.2662	0.98

De plus, les coefficients de corrélation calculés entre les différents indicateurs de l'or, du cuivre et de l'argent conservent des valeurs très similaires après estimation sur la nouvelle grille par krigeage.

3.2 CHOIX DES TECHNIQUES D'ANALYSES ET DES VARIABLES SIGNIFICATIVES

Le nombre de variables induites par l'utilisation du krigeage de l'indicateur est trop considérable (72 indicateurs structuraux et 52 indicateurs géochimiques) pour toutes les traiter systématiquement. Une sélection a donc été menée sur chacun des niveaux pour éliminer les indicateurs qui sont systématiquement nuls (absence de fortes teneurs en or par exemple).

Il faut souligner que les indicateurs d'absence de fracturation ou de minéralisation représentent la fonction complémentaire de la combinaison des indicateurs de moyenne

et forte fracturation, ou minéralisation. Pour la fracturation en particulier, ils peuvent être potentiellement très intéressants pour sélectionner les zones épargnées par certains types de fractures. Ainsi, la distribution de l'absence d'une famille peut constituer des secteurs cibles pour l'édification d'ouvrages géotechniques ou pour le stockage de déchets.

Il est important de choisir les techniques d'analyses multivariées qui apporteront les informations nécessaires. A ce titre, les matrices de corrélations permettent de faire ressortir les associations spatiales entre les différentes formes de fracturation et de minéralisation.

Enfin, dans le but de développer de nouveaux outils d'exploration et d'exploitation, une analyse en composantes principales des indicateurs permettra d'identifier les principaux regroupements de variables en fonction des principaux facteurs qui expliquent leur variance globale. Ces résultats sont comparés, dans un deuxième temps, aux modèles métallogéniques généralement acceptés et utilisés dans les gisements du Complexe du Lac Doré, afin de les vérifier et localement de les préciser.

3.3 ÉTUDE DES CORRÉLATIONS

Cette étude porte sur le calcul des matrices de corrélations, dans chacune des zones suffisamment échantillonnées aux niveaux étudiés, entre les indicateurs structuraux et géochimiques les plus significatifs. L'analyse des matrices de corrélations s'est faite en comparant d'une part l'importance des corrélations en valeur absolue et d'autre part le signe des coefficients.

Les matrices obtenues dans les secteurs étudiés des niveaux 1025' de la mine Henderson et 1910' de la mine Copper Rand sont présentées aux tableaux 16 à 20. En effet, ces niveaux étant les mieux échantillonnés, ils serviront à illustrer les principaux résultats obtenus. Certains résultats obtenus sur d'autres niveaux sont également mentionnés bien que tous les tableaux ne soient pas présentés pour alléger la présentation. Les coefficients de corrélation présentant une valeur absolue supérieure à 0.40 sont indiqués en caractères gras sur les tableaux 16 à 21.

3.3.1 Mine Henderson

Les cinq familles structurales étudiées au niveau 1025' de la mine Henderson sont celles identifiées sur la figure 33. Deux secteurs ont été sélectionnés à ce niveau en raison

de la densité d'échantillonnage aussi bien des fractures que des teneurs.

Un premier secteur situé dans la partie ouest du niveau (figure 98) est marqué par la présence de probabilités élevées pour les indicateurs 2 et 3 du cuivre et de l'or alors que l'argent y est absent. Les familles I à IV sont toutes présentes à la fois sous forme de paquets de joints et de cisaillements. La famille V elle n'est présente que sous forme de joints.

Le tableau 16 montre une concordance à la fois en signe et en importance des corrélations entre les familles I, II et V et les fortes teneurs en cuivre d'une part; et entre les familles III et IV et les fortes teneurs en or d'autre part. Le premier groupe montre une corrélation positive pour les indicateurs I2 (joints) et négative pour les indicateurs I3 (cisaillements ou veines) de chaque famille alors que le dernier groupe présente des corrélations inversées. L'opposition spatiale entre l'or et le cuivre à la mine Henderson qui a été mise en évidence au chapitre précédent s'accompagne donc d'une signature structurale particulière à chacun des deux métaux.

Le deuxième secteur situé plus à l'est (figure 98) est caractérisé par de faibles teneurs moyennes pour l'or et le

Tableau 16 : Matrice de corrélation du niveau 1025' de la mine Henderson

	CUI1	CUI2	CUI3	AUI2	AUI3
Secteur 1					
F1I1	0.53	-0.22	-0.48	-0.13	-0.20
F1I2	-0.09	-0.07	0.19	0.13	-0.02
F1I3	-0.63	0.40	0.43	0.02	-0.31
F2I1	0.30	0.01	-0.40	-0.29	-0.32
F2I2	-0.35	0.04	0.41	0.29	0.24
F2I3	-0.06	-0.07	0.15	-0.13	0.23
F3I1	0.40	-0.40	-0.13	-0.02	-0.50
F3I2	-0.30	0.03	0.35	0.11	0.82
F3I3	-0.25	0.46	-0.12	-0.05	-0.04
F4I1	0.36	-0.10	-0.38	-0.37	-0.36
F4I2	-0.18	-0.08	0.34	0.34	0.41
F4I3	-0.36	0.29	0.17	0.16	0.05
F5I2	-0.40	-0.01	0.55	0.48	0.56
	CUI2	AUI2	AUI3	AGI2	AGI3
Secteur 2					
F1I1	0.11	0.09	0.16	-0.43	0.14
F1I2	-0.11	-0.05	-0.13	0.91	0.35
F1I3	-0.01	-0.06	-0.06	-0.75	-0.47
F2I1	0.27	0.13	0.01	-0.52	-0.02
F2I2	-0.28	-0.09	0.01	0.52	0.02
F2I3	-0.13	-0.08	-0.05	-0.19	0.13
F3I1	-0.07	0.06	0.13	-0.62	-0.44
F3I2	-0.07	-0.07	-0.10	-0.05	-0.04
F3I3	0.18	-0.01	-0.08	0.56	0.31
F4I1	0.13	0.09	0.07	0.28	0.20
F4I2	-0.15	-0.09	-0.07	-0.44	-0.38
F4I3	0.01	-0.01	-0.03	0.20	0.26
F5I2	-0.07	0.01	-0.09	0.42	0.50

cuivre alors que l'argent représente localement la principale forme de minéralisation. Ce secteur constitue donc une zone très particulière pour la mine Henderson. D'un point de vue structural les cinq familles précédentes se retrouvent dans des proportions comparables, mais la famille I y est très présente car associée à la zone D (figure 14). Aucune corrélation significative n'est observée entre les indicateurs de fracturation et de minéralisation en or et en cuivre.

L'argent en revanche, qui occupe une place inhabituellement importante dans le potentiel minéral de ce secteur, montre d'intéressantes corrélations avec plusieurs indicateurs structuraux (tableau 16). Les indicateurs AGI2 et AGI3 présentent des corrélations semblables avec les différents indicateurs structuraux. La famille I, qui est très importante dans ce secteur en raison de la présence de la zone D à laquelle elle est associée, doit être étudiée plus particulièrement. L'argent présente une très forte corrélation positive avec la présence de joints de cette famille (0.91) mais également une forte corrélation négative avec ses cisaillements.

En raison de l'impossibilité de suivre certaines familles structurales sur tous les niveaux, tous les résultats précédents du niveau 1025' n'ont pu être vérifiés

sur les niveaux inférieurs de la mine Henderson (niveau 1450' zones 1 et 2, et niveau 1975'). Néanmoins, on observe encore plusieurs coefficients de corrélation significatifs, notamment entre les indicateurs F1I3 et CUI3.

3.3.2 Mine Copper Rand

Quatre secteurs ont été sélectionnés au niveau 1910' de la mine Copper Rand dans la zone de cisaillement proprement dite (figure 99). Les quatre familles discriminées sur la figure 37 sont considérées.

Le premier secteur situé à l'extrémité sud-ouest du niveau est marqué par l'absence des fortes teneurs en cuivre et en or ainsi que des cisaillements de la famille III. On observe pour les teneurs intermédiaires d'intéressantes associations avec certains indicateurs de fracturation. Le cuivre et l'or démontrent encore une fois des comportements totalement différents par des corrélations de signe systématiquement opposé avec chacune des familles. Les coefficients de corrélation calculés dans ce secteur sont très élevés pour de nombreux indicateurs (tableau 17).

Dans les deuxième et troisième secteurs (tableaux 18 et 19) situés plus à l'est, l'or et le cuivre présentent des valeurs sensiblement plus élevées en raison de la présence de

Tableau 17 : Matrice de corrélation pour le secteur 1 du niveau 1910' de la mine Copper Rand

	CUI2	AUI2
F1I1	0.33	-0.59
F1I2	0.63	-0.57
F1I3	-0.64	0.79
F2I1	0.74	-0.87
F2I2	-0.61	0.62
F2I3	-0.54	0.74
F3I2	0.32	0.29
F4I1	1.00	-0.57
F4I2	-0.13	-0.12
F4I3	-0.99	0.60

Tableau 18 : Matrice de corrélation pour le secteur 2 du niveau 1910' de la mine Copper Rand

	CUI1	CUI2	CUI3	AUI1	AUI2	AUI3
F1I1	-0.34	0.13	0.38	-0.14	0.07	0.18
F1I2	0.13	-0.07	-0.12	0.12	-0.11	-0.07
F1I3	0.29	0.16	-0.34	0.09	-0.03	-0.16
F2I3	0.17	0.00	-0.17	-0.48	0.43	0.30
F3I3	-0.21	-0.34	-0.13	-0.79	0.73	0.48
F4I3	0.24	-0.12	-0.22	0.19	-0.17	-0.12

Tableau 19 : Matrice de corrélation pour le secteur 3 du niveau 1910' de la mine Copper Rand

	CUI1	CUI2	CUI3	AUI2
F1I1	-0.23	0.12	0.12	0.38
F1I2	0.26	-0.09	-0.17	-0.44
F1I3	-0.18	-0.13	0.26	0.37
F2I1	-0.19	-0.34	0.42	0.43
F2I2	0.16	0.31	-0.38	-0.38
F2I3	0.11	0.14	-0.21	-0.21
F3I1	0.56	-0.17	-0.41	-0.42
F3I2	-0.35	-0.31	0.56	0.61
F4I1	-0.47	0.00	0.45	0.40
F4I2	0.57	-0.21	-0.40	-0.30
F4I3	0.00	0.30	-0.21	-0.25

Tableau 20 : Matrice de corrélation pour le secteur 4 au niveau 1910' de la mine Copper

	CUI1	CUI2	CUI3
F1I2	0.09	-0.06	-0.09
F3I1	0.66	0.38	-0.65
F3I2	0.07	-0.04	-0.07
F3I3	-1.00	0.57	0.98

fortes teneurs. Contrairement au secteur précédent, l'or et le cuivre ne présentent plus une opposition systématique dans leurs associations avec les indicateurs structuraux, même si les corrélations sont plus grandes en amplitude pour l'or. Dans le troisième secteur en particulier, les indicateurs de l'or et du cuivre présentent des associations très similaires. Il semble donc y avoir un lien entre la richesse des échantillons en cuivre et en or et la valeur des coefficients de corrélation.

Enfin dans le quatrième secteur (tableau 20), l'absence totale d'or n'a pas permis de comparer l'évolution des associations structurales des deux éléments. De plus, les familles II et IV étant totalement absentes dans ce secteur les résultats obtenus sont plus restreints que dans les autres secteurs du niveau. Si la famille I ne présente aucune corrélation significative avec le cuivre (< 0.10), en revanche les cisaillements de la famille III présentent une association quasi-parfaite avec ses fortes teneurs (0.98).

La mine Copper Rand est caractérisée par une relative continuité dans la géométrie de son réseau de fractures par rapport à la mine Henderson. Ainsi, les familles structurales identifiées au niveau 1910' se suivent en profondeur au niveau 2200' (figure 37). On a observé au niveau 2200' des résultats très similaires à ceux obtenus dans les secteurs 2

Tableau 21 : Matrice de corrélation du niveau 2200' de la mine Copper Rand

	CUI1	CUI2	CUI3	AUI2	AUI3	AGI2
F1I1	-0.40	0.46	-0.20	0.20	0.52	0.54
F1I2	0.26	-0.30	0.12	-0.06	-0.17	-0.22
F1I3	0.25	-0.30	0.14	-0.16	-0.43	-0.43
F2I1	-0.25	0.24	0.00	-0.02	-0.02	0.00
F2I3	0.25	-0.24	0.00	0.02	0.02	-0.08
F4I1	-0.38	0.43	-0.16	0.29	0.56	0.74
F4I2	0.33	-0.42	0.23	-0.15	-0.29	-0.53
F4I3	0.18	-0.17	0.00	-0.21	-0.40	-0.72

et 3 du niveau 1910'. Les fortes teneurs en cuivre et en or présentent même à ce niveau des cortèges structuraux très similaires (tableau 21). De plus, le niveau 2200' offre la possibilité d'introduire l'argent aux résultats précédents. Ce dernier présente les mêmes associations que l'or et le cuivre mais avec des valeurs de corrélation plus importantes (0.50 à 0.75).

3.4 ANALYSES EN COMPOSANTES PRINCIPALES

Un des principaux objectifs de l'étude est de préciser les modèles métallogéniques des gîtes minéraux encaissés par des zones de cisaillement à l'aide de la quantification de la distribution spatiale des fractures. L'analyse en composantes principales a été choisie pour définir de nouveaux paramètres susceptibles de refléter l'association spatiale entre fractures et teneurs.

Les formules et démonstrations de ce type d'analyse multivariée ne sont pas exposées dans cette thèse. Elles sont détaillées dans de nombreux manuels de statistiques géologiques (Davis, 1986; Koch and Link, 1971).

Les résultats sont encore présentés successivement pour le niveau 1025' de la mine Henderson et le niveau 1910' de la mine Copper Rand pour les mêmes secteurs vus précédemment

(figures 98 et 99). Ces niveaux servent à illustrer les principales observations qui peuvent être faites à partir de ce type d'étude. Il sera néanmoins fait mention des principaux résultats obtenus dans les autres sites investigués.

3.4.1 Mine Henderson

Les résultats de l'analyse pour les cinq premières composantes au niveau 1025' de la mine Henderson sont détaillés aux tableaux 22 et 23 ainsi que sur les figures 100 et 101.

Dans le premier secteur, l'essentiel de la variance (environ 80%) peut être expliqué par ces cinq premières composantes principales. Le tableau 22 montre une forte contribution de la première composante (notée M1) d'un premier groupe de paramètres composé des indicateurs suivants: CUI3, AUI2, AUI3, F1I2, F2I2, F2I3, et F3I2. Un deuxième groupe d'indicateurs montrent une contribution élevée à la deuxième composante (notée M2), ce sont : CUI2 et F1I3.

La figure 100 montre la distribution des indicateurs dans un repère formé des deux premières composantes. La division de ces paramètres en deux sous-groupes est

Tableau 22 : Analyse en composantes principales pour le
niveau 1 au niveau 1025' de la mine Henderson

Composante	M1	M2	M3	M4	M5
Contribution à la variance (%)	33.4	17.1	12.8	9.8	8.8
CUI2	-0.02	0.64	0.21	0.48	0.17
CUI3	0.64	0.18	-0.22	-0.32	-0.49
AUI2	0.51	-0.06	0.19	0.06	-0.69
AUI3	0.62	0.16	-0.50	-0.20	0.40
F1I2	0.48	-0.37	0.60	0.10	0.16
F1I3	0.25	0.84	-0.15	-0.21	-0.14
F2I2	0.80	-0.09	0.23	0.40	-0.02
F2I3	0.43	0.05	0.49	-0.60	0.29
F3I2	0.79	0.08	-0.44	0.00	0.29

Tableau 23 : Analyse en composantes principales pour le
secteur 2 au niveau 1025' de la mine Henderson

Composante	M1	M2	M3	M4	M5
Contribution à la variance (%)	35.9	18.9	14.0	9.9	9.2
CUI2	0.24	0.57	0.67	0.20	-0.05
AUI2	0.62	-0.33	-0.36	0.04	0.20
AGI2	0.90	-0.05	0.06	-0.18	0.06
F1I2	0.92	-0.05	0.18	-0.29	0.01
F1I3	-0.86	-0.13	-0.03	0.34	0.25
F2I2	0.55	0.54	-0.34	-0.38	0.16
F2I3	-0.10	0.19	-0.29	0.03	-0.91
F3I2	-0.14	-0.69	0.57	-0.37	-0.08
F3I3	0.68	0.25	-0.33	0.54	0.01
F4I2	-0.53	0.68	-0.04	-0.18	0.36
F4I3	0.36	0.41	0.66	0.28	-0.05
F5I2	0.52	-0.55	0.05	0.49	0.11

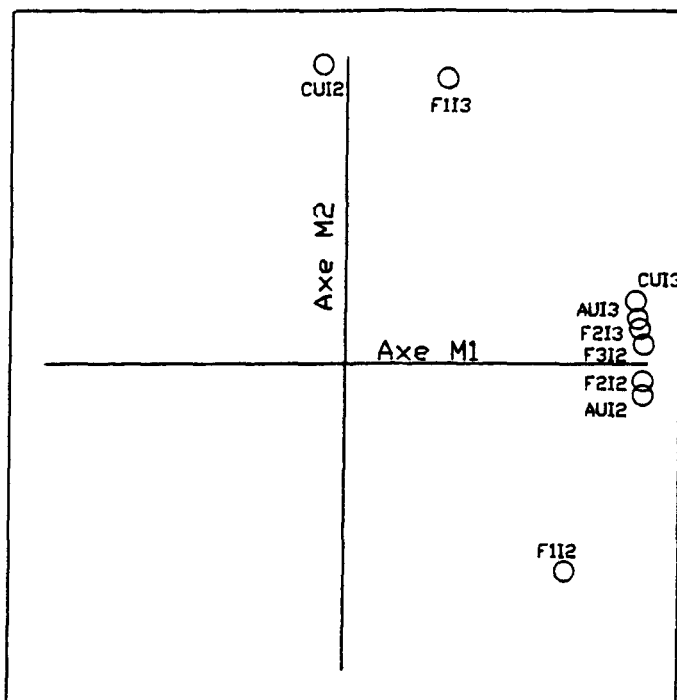


Figure 100 : Projections dans le repère (M1,M2) des indicateurs du secteur 1 au niveau 1025' de la mine Henderson

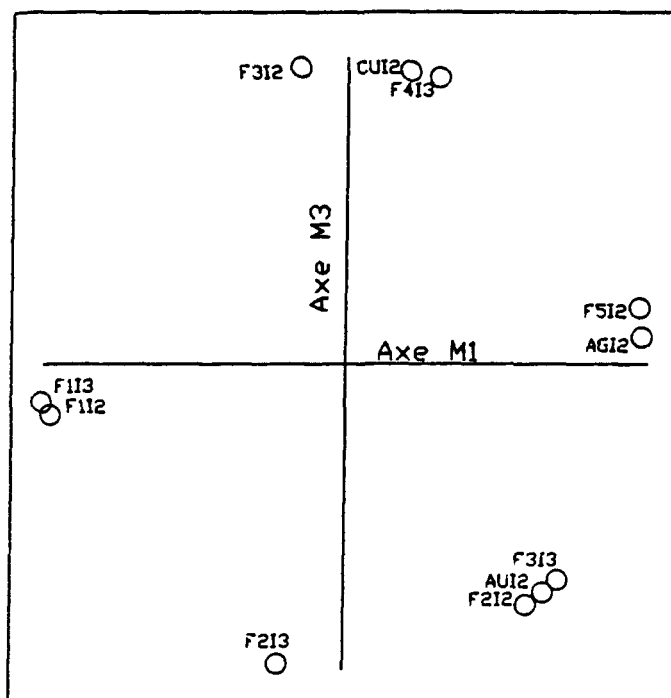


Figure 101 : Projections dans le repère (M1,M3) des indicateurs du secteur 2 au niveau 1025' de la mine Henderson

particulièrement bien marquée. Ce type de représentation facilite la visualisation des associations entre les différents indicateurs et permet ainsi de synthétiser un grand nombre d'informations provenant d'origines très diverses (i.e. relevés structuraux et analyses géochimiques sur des carottes de forages).

Le deuxième secteur est marqué par la forte dominance de l'argent dans la minéralisation au dépend du cuivre et de l'or. Les cinq premières composantes expliquent 87.9% de la variance totale (tableau 23). La figure 101 représente la distribution des différents paramètres dans le repère formé des première et troisième composantes. Ce diagramme permet de mettre en évidence quatre principaux groupes d'indicateurs.

Ce secteur étant essentiellement marqué par l'importance de l'argent, une étude portant sur la délimitation de cibles potentielles devrait être axée sur l'utilisation des composantes M1 et M3. La figure 101 montre clairement que le paramètre structural associé à l'argent, c'est à dire l'indicateur F5I2, présente une forte contribution (positive) à M1 et une contribution à peu près nulle à M3.

Les analyses en composantes principales des autres niveaux étudiés à la mine Henderson ont aussi été menées afin d'identifier les principales associations entre paramètres

structuraux et géochimiques. Malgré le manque de continuité spatiale des familles structurales, aux niveaux étudiés à la mine Henderson, les indicateurs de minéralisation et de fracturation présentent là encore des regroupements intéressants notamment entre les fortes teneurs en cuivre et la présence des cisaillements de la famille I.

3.4.2 Mine Copper Rand

Les résultats de l'analyse pour les cinq premières composantes dans la variance des différents indicateurs au niveau 1910' de la mine Copper Rand sont présentées aux tableaux 24 à 27. Ces cinq composantes principales expliquent 60 à 95% de la variance totale selon les secteurs.

Dans le premier secteur l'or et le cuivre présents sous forme de teneurs intermédiaires montrent une contribution opposée dans la première composante (tableau 24). Cela est mis en évidence sur la figure 102 où les indicateurs sont représentés dans le repère (M1,M2).

Dans le secteur 2, situé plus à l'est (figure 99), les veines de tension des familles II et III ainsi que les teneurs en or montrent une forte contribution (tableau 25) dans la composante M1. Le cuivre semble en revanche difficile à caractériser dans ce secteur.

Tableau 24 : Analyse en composantes principales pour le
secteur 1 au niveau 1910' de la mine Copper Rand

Composante	M1	M2	M3	M4	M5
Contribution à la variance (%)	34.2	18.0	13.0	10.5	8.9
CUI2	-0.82	0.21	0.25	0.06	-0.29
AUI2	0.70	0.46	0.12	0.04	-0.13
F1I2	-0.56	0.21	-0.41	0.17	0.56
F1I3	0.77	0.07	0.38	0.18	-0.08
F2I2	0.46	-0.61	-0.07	0.30	0.07
F2I3	0.37	0.45	-0.04	-0.72	0.18
F3I2	-0.07	0.55	0.58	0.37	0.39
F4I2	0.05	-0.65	0.51	-0.31	0.40
F4I3	0.80	0.12	-0.43	0.19	0.17

Tableau 25 : Analyse en composantes principale pour le
secteur 2 au niveau 1910' de la mine Copper Rand

Composante	M1	M2	M3	M4	M5
Contribution à la variance (%)	27.4	19.9	13.4	11.7	9.2
CUI2	0.17	-0.03	-0.18	0.93	0.17
CUI3	0.05	-0.68	-0.56	-0.29	0.28
AUI2	0.64	0.37	0.06	0.04	0.18
AUI3	0.65	0.15	0.29	-0.28	0.22
F1I2	-0.30	-0.40	0.80	0.12	-0.06
F1I3	-0.39	0.77	-0.19	-0.03	0.26
F2I3	0.67	0.45	-0.05	-0.06	-0.45
F3I3	0.70	-0.19	0.23	0.02	0.48
F4I3	-0.36	0.42	0.20	-0.11	0.38

Tableau 26 : Analyse en composantes principales pour le
secteur 3 au niveau 1910' de la mine Copper Rand

Composante	M1	M2	M3	M4	M5
Contribution à la variance (%)	31.5	16.9	12.1	10.5	8.3
CUI2	-0.60	0.44	-0.14	0.32	0.11
CUI3	0.83	0.12	0.30	0.01	-0.24
AUI2	0.89	0.20	0.18	0.05	-0.01
F1I2	-0.40	-0.61	0.24	-0.16	-0.20
F1I3	0.48	0.06	-0.12	0.15	0.74
F2I2	-0.38	0.16	-0.81	-0.06	-0.17
F2I3	-0.32	0.35	0.14	-0.65	0.35
F3I2	0.79	-0.02	-0.33	0.03	-0.10
F3I3	-0.44	0.64	0.52	-0.05	-0.10
F4I2	-0.21	-0.81	0.14	-0.05	0.27
F4I3	-0.37	-0.04	0.22	0.76	0.07

Tableau 27 : Analyse en composantes principales pour le
secteur 4 au niveau 1910' de la mine Copper Rand

Composante	M1	M2	M3	M4
Contribution à la variance (%)	50.3	23.5	18.0	8.1
CUI3	0.91	0.39	-0.12	-0.11
AUI2	0.91	0.39	-0.12	-0.11
F1I2	0.41	0.00	0.91	0.09
F3I2	-0.45	0.81	-0.01	0.38
F3I3	0.71	-0.48	-0.22	0.47

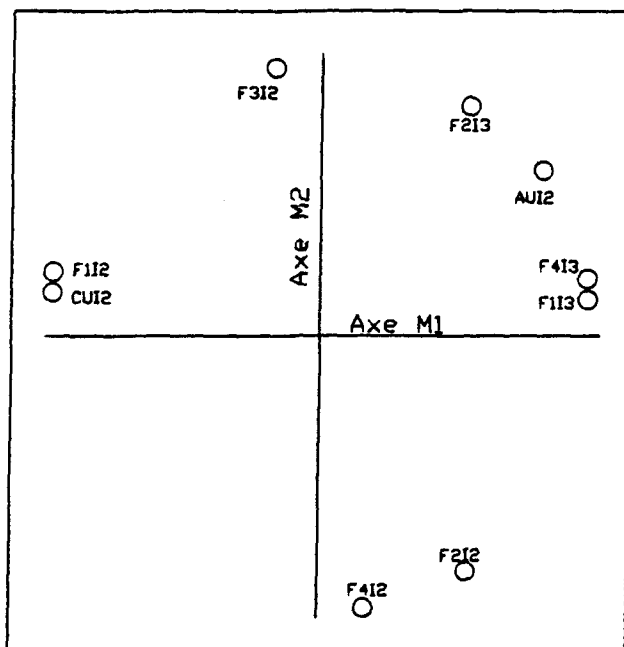


Figure 102 : Projections dans le repère (M1,M2) des indicateurs du secteur 1 au niveau 1910' de la mine Copper Rand

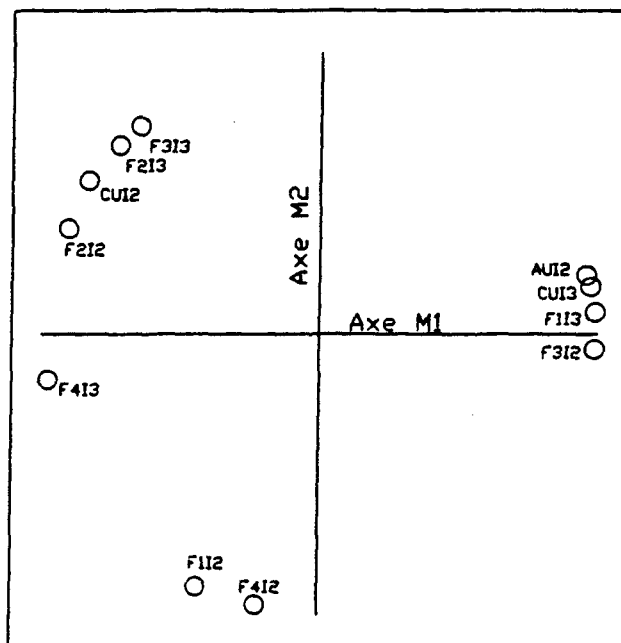


Figure 103 : Projections dans le repère (M1,M2) des indicateurs du secteur 3 au niveau 1910' de la mine Copper Rand

Tableau 28 : Analyse en composantes principales au niveau
2200' de la mine Copper Rand

Composante	M1	M2	M3	M4	M5
Contribution à la variance (%)	30.0	19.1	13.0	11.5	9.0
CUI2	-0.39	0.22	0.29	0.69	0.17
CUI3	0.66	-0.03	0.16	0.11	-0.44
AUI2	0.38	-0.28	0.17	0.07	-0.34
AUI3	0.42	-0.17	0.11	0.09	-0.36
AGI2	0.84	0.22	0.08	-0.10	0.12
F1I2	0.14	0.90	-0.12	0.05	0.02
F1I3	0.59	-0.42	-0.25	0.16	0.49
F2I2	0.50	-0.44	0.64	-0.19	0.25
F2I3	0.63	0.57	-0.40	0.13	0.01
F3I2	-0.28	0.29	0.23	-0.24	0.54
F3I3	0.02	0.54	0.77	0.01	-0.11
F4I3	-0.89	-0.22	-0.01	0.01	-0.14

Dans le secteur 3 (tableau 26), les teneurs intermédiaires en or et les fortes teneurs en cuivre sont associées aux indicateurs F3I2 et F1I3 et montrent une forte contribution dans M1 (figure 103). Les autres groupes d'indicateurs, associés à des teneurs plus faibles, présentent au contraire des contributions négatives dans M2.

Enfin dans le quatrième secteur, situé au nord de la zone principale de cisaillement, la représentation des indicateurs dans le repère (M1,M3) montre (figure 104) une étroite association entre l'indicateur F3I3 et les deux indicateurs de minéralisation en cuivre. Ces trois indicateurs se situent très près de l'axe M1 et présentent une faible contribution négative à M3. La composante M1 est très importante dans ce secteur car elle explique à elle seule 50% de la variance globale observée (tableau 27).

Le niveau 2700' n'a pu être étudié en raison de l'absence de relevés structuraux. Au niveau 2200', on observe une étroite association des fortes teneurs en cuivre et en or lorsqu'elles sont présentes (figure 105). Des différences importantes ont été enregistrées dans le calcul des contributions de ces éléments avec les principales composantes. Ce phénomène peut aisément être expliqué par la disparition et l'apparition de certaines familles

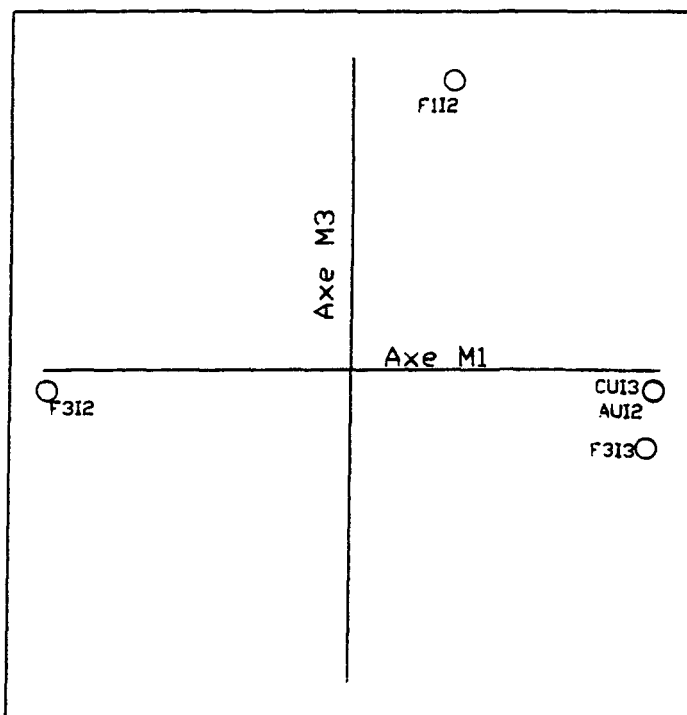


Figure 104 : Projections dans le repère (M1,M3) des indicateurs du secteur 4 au niveau 1910' de la mine Copper Rand

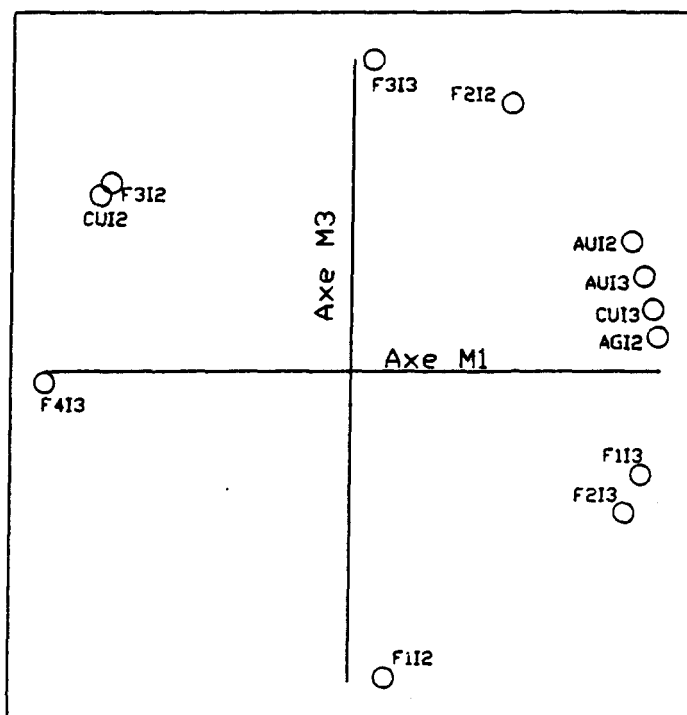


Figure 105 : Projections dans le repère (M1,M3) des indicateurs du niveau 2200' de la mine Copper Rand

structurales d'un secteur à l'autre qui modifient les composantes principales. L'argent, échantillonné de façon importante dans un de ces secteurs montre lui aussi une étroite association spatiale avec le cuivre et l'or (figure 105).

4. SYNTHÈSE ET INTERPRÉTATION

L'ensemble des résultats obtenus à partir des analyses précédentes met en évidence les différentes associations spatiales entre les indicateurs de minéralisation et de fracturation. Pour chacune des mines, une courte synthèse permet de souligner l'apport de l'utilisation du krigeage des indicateurs dans la précision du contexte métallogénique.

4.1 MINE HENDERSON

Les matrices de corrélation et les analyses en composantes principales effectuées sur les différents niveaux investigués confirment plusieurs observations déjà faites sur la métallogénie de la mine Henderson. Lorsqu'elles sont présentes dans une même zone, les fortes teneurs en or et en cuivre se corrélaient mal spatialement. Les analyses en composantes principales ont mis en évidence un cortège

structural distinct pour ces deux éléments. L'argent qui se trouve en relative abondance dans le secteur 2 du niveau 1025' présente lui aussi des associations préférentielles avec certaines familles structurales.

Dans le cas du niveau 1025' par exemple, le cuivre accompagne les cisaillements des familles I et IV (figure 34). L'or en revanche est associé aux cisaillements des familles II et III. Il est particulièrement intéressant de noter l'association spatiale entre la famille I et le cuivre car cette dernière se retrouve sur chaque niveau de la mine et peut ainsi constituer un bon outil d'exploration. Cette famille se développe généralement à proximité de structures subsidiaires de même orientation (est-ouest sub-verticale) dont la plus importante est la zone D (figure 14).

S'il est difficile de déterminer avec exactitude la chronologie relative dans la mise en place de la minéralisation et de la fracturation, il semble évident qu'il faille considérer plusieurs phases dans ce processus. Chaque niveau, et même chaque secteur d'un niveau doit être considéré séparément en fonction de ses caractéristiques structurales (type de familles structurales présentes) et minéralogiques (type de minéralisation, c'est à dire nature des indicateurs présents).

4.2 MINE COPPER RAND

A la mine Copper Rand également, les résultats obtenus confirment des observations faites dans les parties II et III de ce document. Cette mine présente moins de variations que la mine Henderson. Les familles structurales se suivent de niveau en niveau. L'absence de corrélation entre l'or et le cuivre observée dans la partie III doit être pondérée par les résultats des matrices de corrélation. S'il est vrai que les faibles et moyennes valeurs ne présentent pas de corrélation (secteur 1 du niveau 1910'), en revanche les fortes valeurs en cuivre et en or présentent des associations similaires (secteurs 2 et 3 du niveau 1910' et niveau 2200').

Les mises en place des minéralisations économiques d'or et de cuivre peuvent donc être considérées comme synchrones. Ceci constitue une différence très importante avec la mine Henderson. A la mine Copper Rand, l'or et le cuivre sont probablement co-génétiques comme suggéré par Archambault et al. (1984). L'argent leur est également associé ainsi que deux familles de fractures, soit les veines de tension de la famille III et les cisaillements nord-est associés à la faille du Lac Doré de la famille I (figure 37).

L'association spatiale entre la minéralisation et la famille I considérée comme tardive par rapport au

cisaillement Henderson vient confirmer l'hypothèse émise dans le chapitre II selon laquelle ces failles se seraient développées en même temps que le cisaillement de Copper Rand et auraient été réactivées lors du développement de la faille du Lac Doré (figure 14). Ce double jeu archéen de plusieurs failles traversant le Complexe du Lac Doré a déjà été invoqué par Archambault et al. (1984).

CONCLUSIONS

La caractérisation spatiale de la fracturation permet de préciser et de quantifier les modèles géomécaniques et métallogéniques des zones de cisaillement. Deux mines localisées dans le district minier du Complexe du Lac Doré dans la région de Chibougamau (Québec) ont été sélectionnées pour servir de support à cette étude.

La quantification de la distribution spatiale des fractures est basée sur le calcul de la densité d'une même famille sur une surface unitaire. Ces familles ont été identifiées à partir de la compilation des paramètres génétiques et géométriques systématiquement échantillonnés sur les murs des galeries de mine.

La forte asymétrie qui caractérise la distribution des fréquences des densités de chacune de ces familles est liée à la présence de très fortes valeurs (fractures d'épaisseur significative). En fait, ces fortes valeurs correspondent à un type particulier de fracturation ayant sa propre structuration spatiale, différente du reste de la population de fractures. La définition de trois indicateurs structuraux: l'absence de fracture de la famille considérée, sa présence

sous forme de paquets de joints et enfin sa présence sous forme d'anomalies (veines ou cisaillements) a permis d'appliquer les techniques de la géostatistique.

D'un point de vue géomécanique, la variographie des indicateurs met en évidence une relation entre l'intensité de la déformation et la portée des variogrammes ainsi que l'interaction des différentes familles dans leur structuration spatiale. Ainsi, le troisième indicateur de chaque famille (déformation plus ductile) présente une portée plus grande que celle du deuxième indicateur (déformation plus fragile). De plus, le krigeage des indicateurs fournit des cartes de probabilité de rencontrer un type déterminé de fracturation, par exemple la famille I à la mine Henderson sous forme de cisaillements, tout en quantifiant la marge d'erreur associée à l'utilisation de ces cartes.

La quantification de la distribution spatiale de la fracturation présente de nombreuses applications potentielles, que ce soit en géotechnique, en hydrogéologie ou en métallogénie. Dans cette thèse, l'accent est mis sur les applications de la caractérisation du réseau de fractures dans la précision des modèles métallogéniques.

Dans le volet métallogénique, le krigeage de l'indicateur a été utilisé pour quantifier la distribution

spatiale des différents types de minéralisation qui coexistent dans les mines étudiées. Les cartes obtenues ont permis de préciser certaines particularités dans la métallogénie de l'or, de l'argent et du cuivre de ces mines. Par exemple, même si les teneurs en cuivre et en or ne présentent pas de corrélation, les présences de CUI3 et AUI3 sont fortement corrélées.

Puis, les analyses multivariées qui ont porté sur l'ensemble des indicateurs de minéralisation et de fracturation ainsi définis, démontrent la corrélation entre les distributions spatiales de certains métaux et de certaines familles de fractures. En fonction du contexte métallogénique, les éléments géochimiques sont accompagnés d'une signature structurale. Ainsi, la présence de certaines familles de fractures en association avec des éléments de minéralisation permettent de préciser les modèles de mise en place des principaux métaux.

A la mine Henderson, on observe une forte association entre les indicateurs F1I3 et CUI3 qui démontre l'importance des cisaillements de la famille I dans l'exploration du cuivre. En revanche, la présence d'or semble résulter d'un processus différent dans les niveaux étudiés.

A la mine Copper Rand, CUI3 et AUI3 lorsqu'ils sont présents présentent une forte corrélation spatiale. Les analyses multivariées montrent de plus que la présence de ces fortes teneur en cuivre et en or peut être associée à la présence des cisaillements d'orientation nord-est qui recoupent l'ensemble des structures de la zone de cisaillement de Copper Rand.

Les mines Henderson et Copper Rand présentent des métallogénies très différentes. Les résultats obtenus ont permis de mieux comprendre et de quantifier les liens spatiaux existants entre la structure et la minéralisation dans les zones de cisaillements de la région de Chibougamau.

BIBLIOGRAPHIE

ALLARD G.O., 1976, Dore Lake Complex and its importance to Chibougamau Geology and Mettalogeny, Minist. Rich. Nat. Que. Rpt., DP-368, 446 p.

ANDERSON , 1951, The Dynamics of Faulting and Dyke Formation, Oliver et Boyd ed., London, 206 p.

ANDREWS A.J., HUGON H., DUROCHER M. CORFU F. et LAVIGNE M.J., 1986, The anatomy of a gold-bearing greenstone belt : Red Lake, Northwestern Ontario, dans : "Gold 86", Mc Donald ed., p.3-22

ARCHAMBAULT G., GUHA J., TREMBLAY A. et KANWAR R., 1984, Implication of the geomechanical interpretation of the Copper Rand Deposit on the Dore Lake Shear Belt, dans : "Chibougamau Stratigraphy and Mineralization", C.I.M. Special, Vol.34, p.300-318

ARCHAMBAULT G., DAIGNEAULT R., ROULEAU A. et TAVCHANDJIAN O., 1990, Mechanics of shear zones and fault belts development by anastomosing patterns of fractures at all scales, dans : "International Conference on Rock Mechanics", Vienna, Austria

ARCHAMBAULT G., POITRAS A., ARCHER P., GUHA J. et CHOWN E.H., Implications of structural analysis and geomechanical modelisation of the Dore Lake shear belt on Chibougamau tectonic evolution, Quebec, ss-press

ARMSTRONG M. et MATHERON G., 1986 , Disjunctive Kriging Revisited, Part I and II, Math. Geol., Vol.18, No.8, p.711-742

BACZINSKI R.P., 1980, Rock mass characterization, Ph.D. Thesis, Melbourne University, Melbourne, Australia, 222 p.

BARTLETT, 1975, The Statistical Analysis of Spatial Pattern, Chapman & Hall ed., London

BERRY P., GUARASCIO M. et SCIOTTI M., 1975, Geostatistical analysis of the amount of fractures in rock for the estimation of the yield blocks in mines of "Tufo" Litoide, dans : "Congr. Int. sulla coltivazione di Pietre e Minerali Litoidi", Torino, 27p.

BOURGAULT G. et MARCOTTE D., 1991 , Multivariate Variogram and its Application to the Linear Model of Coregionalization, Math. Geol., Vol.23, No.7, p.899-928

CHILES J.P., 1988 , Fractal and Geostatistical Methods for Modeling of a fracture network, Math. Geol., Vol.20, No.6, p.631-654

COBBOLD P.R., 1977a, Description and origin of banded deformation structures.I.Regional strain, local perturbations and deformation bands, Can. J. Earth Sci., Vol.14, p.1721-1731

COBBOLD P.R., 1977b, Description and origin of banded deformation structures.II.Rheology and the growth of banded perturbations, Can. J. Earth Sci., Vol.14, p.1510-2523

DAIGNEAULT R. et ALLARD G.O., 1984, Evolution tectonique d'une portion du sillon de roches vertes de Chibougamau, dans : "Chibougamau Stratigraphy and Mineralization", C.I.M. Special, Vol.34, p.212-228

DAIGNEAULT R. et ALLARD G.O., 1990, Le Complexe du Lac Doré et son Environnement Géologique, Publication du M.E.R.Q. No. MB 90-03, Québec, 115 p.

DAVID M., 1988, Handbook of applied advanced geostatistical ore reserve estimation, Elsevier Co., Amsterdam, 216 p.

DAVID M., MARCOTTE D., et SOULIE M., 1984, Conditional bias in kriging and suggested correction, dans : "Geostatistics for Natural Resources Characterization", Verly G. et al ed., NATO Series ASI, Vol.122, Part II, p.759-773

DAVIS J., 1986 , Statistics and data analysis in geology, Elsevier Co., Amsterdam, 646 p.

DIGGLE P.J., 1979, On Parameter Estimation and Goodness-of-fit Testing for Spatial Point Patterns, Biometrics, Vol.35, p.87-101

DIMROTH E., ARCHAMBAULT G., GOULET N., GUHA J. et MULLER W., 1984, A Mechanical analysis of the Late Archean Gwillim Lake Shear Belt, Chibougamau, Quebec, Can. J. Earth. Sci., Vol.21, p.963-968

DIMROTH E., MUELLER W., DAIGNEAULT R., BRISSON H., POITRAS A. ET ROCHELEAU M., 1986, Diapirism during regional compression : the structural pattern in the Chibougamau region of the Archean Abitibi belt, Québec, Geologische Rundschau, Vol.75, p. 715-736

DUBE B. et GUHA J., 1986a, Etude métallogénique du filon-couche de Bourbeau, région de Chibougamau, Manuscrits bruts du M.E.R.Q., MB 86-04, 48 p.

DUBE B. et GUHA J., 1986b, Etude métallogénique du filon-couche de Bourbeau, région de Chibougamau : étude régionale et géologie de la mine Cook, Manuscrits bruts du M.E.R.Q., MB 86-69, 95 p.

EPSTEIN B., 1948 , Statistical Aspects of Fracture Problems, Journal of Applied Physics, Vol.19, p.140-147

FREUND R., 1974, Kinematics of transform and transcurrent faults, Tectonophysics, Vol.21, p.93-134

GERVAIS F., 1990, Modélisation géostatistique de la Fracturation d'un massif stratifié, Rapport semestriel d'avancement, B.R.G.M. ed., Orléans, France, 128 p.

GIRARDI J.P. et MATAR DE SARQUIS M., 1984, Selection of a minimum fracturation density area by geostatistics in crystalline rock, in : "Geostatistics for Natural Resources Characterization", Verly G. et al ed., NATO ASI Series, Vol.122, Part II, p.759-773

GROVES D.I., PHILLIPS G.N., HO S.E., HENDERSON C.A., CLARK M.E. et WOOD G.M., 1984, Controls on distribution of Archean hydrothermal gold deposits in Western Australia, in : "Gold'82", Foster R.P. ed., Geological Society of Zimbabwe, Special Publication No.1, p.689-712

GUHA J. et KOO J., 1975, Role of Fluid State Mobilization during Metamorphism of the Henderson Ore Bodies, Chibougamau, Quebec, Canada, Can. J. Earth Sci., Vol.12, p.1516-1523

GUHA J., ARCHAMBAULT G. et LEROY J., 1983, A correlation between the evolution of mineralizing fluids and the geomechanical development of a shear zone as illustrated by the Henderson II mine, Quebec, Economic Geology, Vol.78, p.1605-1618

GUHA J., DUBE B., PILOTE P., CHOWN E.H., ARCHAMBAULT G. et BOUCHARD G., 1988, Gold mineralization patterns in relation to the lithologic and tectonic evolution of the Chibougamau mining district, Quebec, Canada, Mineralium Deposita, Vol.4

HODGSON C.J. et MacGEEHAN P.J., 1982, A review of the geological characteristics of "gold only" deposits in the Superior Province of the Canadian Shield, in: "Geology of Canadian Gold Deposits", Can. Inst. of Min. & Mett., Special Vol.24, p.211-228

HUGON H. et SCHWERDTNER W.M., 1985, Structural signature and tectonic history of deformed gold-bearing rocks in N.W. Ontario, Ontario Geol. Survey, Geoscience Research Seminar and Open House, abstracts, p.2

HUTCHINSON R.W. et BURLINGTON J.L., 1984, Some broad characteristics of greenstone belt gold lodes, in: "Gold'82", Foster R.P. ed., Geological Society of Zimbabwe, Special Publication No.1, p.339-372

ISAACKS E.H., 1984, Risk Qualified Mappings for Hazardous Waste Sites, M.Sc. Thesis, Stanford University, Stanford, California, 85 p.

JOURNEL A.G., 1977, Kriging in Terms of Projections, Math. Geol., Vol.9, No.6, p.563-586

JOURNEL A.G., 1988, Geostatistics for the Environmental Sciences, Stanford University Laboratory Report, No. CR811893, Stanford, California, 135 p.

JOURNEL A.G. et ARIK A., 1988, Dealing with outliers high grade data in precious metals deposits, dans: "First Canadian Conference on Computer Applications in the Mineral Industry", Fytas et al ed., p.161-172

KERRICH R., 1983, Geochemistry of gold deposits in the Abitibi greenstone belt, Can. Inst. of Min. & Mett., Special Vol.27, 75 p.

KERRICH R., 1986a, Fluid Infiltration into Fault Zones : Chemical, Isotopic and Mechanical Effects, Pageoph, Vol.124, p.225-268

KERRICH R., 1986b, Fluid Transport in Lineaments, Phil. Trans. R. Soc. London, Vol.317, p.219-251

KIRALY L., 1970, Statistical analysis of fractures (Orientation and Density), Geologische und Rundschau, Vol.59, p.125-151

KOCH G.S. et LINK J., 1971, Statistical analysis of geological data, Wiloy ed., New York, 438 p.

LADANYI B. et ARCHAMBAULT G., 1970, Simulation of shear behaviour of a jointed rock mass, in : "Rock Mechanics : Theory and Practice", Somerton W.H. ed., p.105-125

LADANYI B. et ARCHAMBAULT G., 1972, Evaluation de la résistance au cisaillement d'un massif rocheux fragmenté, in : "Proceedings of the 24th Int. Geol. Cong. Montreal Sect. 130, p.249-260

LADANYI B. et ARCHAMBAULT G., 1980, Direct and indirect determination of shear strength of a rock mass, in : "Annual Meeting of AIME", Las Vegas, Preprint No.80-25, 16 p.

LAPOINTE P.R. et HUDSON J.A., 1981, Characterization and interpretation of rock mass jointing patterns, Geol. Soc. America, Spec. Paper 199, 37 p.

LOISEAU P., 1988, Etude structurale et géostatistique des gneiss de la région du Cézallier, Thèse de doctorat, Université d'Orléans, France, 244 p.

LONG J. et BILLAUX D., 1988, From Field Data to Fracture Network Modeling : an Example incorporating Spatial Structure, Water Resources Research, Vol.23, No.7, p.1201-1216

MANDL G., 1988, Mechanics of tectonic faulting : Models and basic concepts, dans : "Developments in Structural Geology", Elsevier Co., Amsterdam, 407 p.

MANDL G., DE JONG L.N.J. et MALTHA A., 1977 , Shear zones in granular material, Rock Mechanics, Vol.9, p.95-144

MARCOTTE D. et DAVID M., 1985 , The Bi-Gaussian Approach : A Simple Method for Recovery Estimation, Math. Geol., Vol.17, No.6, p.625-644

MASSOUD H., 1987, Etude de la petite fracturation par les techniques de la géostatistique, Thèse de Docteur-Ingénieur, Ecole des Mines d'Alès, France, 300 p.

MATHERON G., 1963 , Le Krigeage, Mémoires du B.R.G.M., Vol.24, 171 p.

MATHERON G., 1973 , Le krigeage disjonctif, Note interne N360, Centre de Géostatistique de Fontainebleau, France

MORGENSTERN N.R. et TCHALENKO J.S., 1967, Microscopic structures in kaolin subjected to direct shear, Geotechnique, Vol.17, p.309-328

OUELLET J. et GILL D., 1987 , Geostatistical approach to the study of induced damage around underground rock excavations, Can. Geotech. J., Vol.24, p.384-391

PHILLIPS G.N. et GROVES D.I., 1983, The nature of Archean gold fluids as deduced from gold deposits of Western Australia, J. of the Geol. Soc. of Australia, Vol.30, p.25-39

POULSEN K.H., 1983, Structural setting of vein-type gold mineralization in the mine Centre-Fort Frances area : implications for the Wabigoon Subprovince, in : "The geology of gold in Ontario", Colvine A.C. ed., p.174-180

POULSEN K.H. et FRANKLIN J.M., 1981, Copper and gold mineralization in an Archean trondhjemitic intrusion, Sturgeon Lake, Ontario, Geol. Surv. of Canada, Current Research, Paper 81-1A, p.9-14

PRIEST S.D. et HUDSON J.A., 1976, Discontinuity Spacings in Rock, Int. J. Rock Mech. & Min. Sci., Vol.13, p.135-148

RAMSAY J.G., 1980, Shear zone geometry : a review, J. Struc. Geol., Vol.2, No.1/2, p.83-99

RAMSAY J.G. et GRAHAM R.H., 1970, Strain variation in shear belts, Can. J. Earth Sci., Vol.7, p.786-813

RAMSAY J.G. et HUBER M.I., 1987, The techniques of Modern Structural Geology.I.Strain Analysis, Academic Press Inc., London, 306 p.

RAZACK M., 1979, Approche numérique et quantitative de l'étude de clichés aériens de la fracturation des réservoirs en roches fissurées, Rev. I.F.P., Paris, Vol.34, No.4, p.547-573

RAZACK M. et BRIERE G., 1982, Caractérisation géostatistique de champs de fractures-Implications pour la reconnaissance des systèmes fissurés discontinus, Doc. B.R.G.M., No.45, p.161-172

RECHES Z., 1978, Analysis of faulting in three-dimensional strain field, Tectonophysics, Vol.47, p.109-129

RECHES Z., 1983, Faulting of rocks in three dimensional strain fields II-theoretical analysis, Tectonophysics, Vol.93, p.133-158

RECHES Z. et DIETRICH J.H., 1983, Faulting of rocks in three dimensional strain fields I-Failure of rocks in polyaxial, servo-control experiments, Tectonophysics, Vol.93, p.100-132

RIGG D.M. et HAELMSTAEDT H., 1981, Relations between structures and gold mineralization in Campbell Red Lake and Dickenson mines, Red Lake area, Ontario, in: "Genesis of archaean, volcanic hosted gold deposits", Pye E.G. et Roberts R.G. ed., Ontario Geol. Surv., Miscellaneous Paper No.97, p.111-127

RIPLEY B.D., 1977, Modelling Spatial Patterns, J. Royal Statistical Soc., Vol.B39, p.172-212

ROBERT F., BROWN A.C. et AUDET A.J., 1983, Structural control of gold mineralization at the Sigma Mine, Val d'Or, Quebec, Can. Inst. of Min. & Met. Bull., Vol.76, p.72-80

ROBERTS G.W., 1981, The volcanic-tectonic setting of gold deposits in the Timmins area, in: "Genesis of archaean, volcanic hosted gold deposits", Pye E.G. et Roberts R.G. ed., Ontario Geol. Surv., Miscellaneous Paper No.97, p.1-28

ROBERTS G.W., 1986, Ore Deposit Models # 11. Archaean Lode Gold Deposits, Geoscience Canada, Vol.14, No.1, p.37-52

ROULEAU A. et GALE J.E., 1985, Statistical Characterization of the Fracture System in the Stripa Granite, Sweden, Int. J. Rock Mech. & Min. Sci., Vol.22, p.353-367

ROULEAU A., 1987, A stochastic particle transport model based on directional statistics of flow through fracture networks, in: "Advances in Analytical and Numerical Groundwater Flow Quality Modelling", Lisboa, Portugal

SANBORN M. et SCHWERDTNER W.M., 1986, The role of brittle-ductile shear in the formation of gold-bearing quartz-carbonate veins in the west carbonate zone of the Cochenour-Willans mine, Red Lake, Ontario, in: "Proceedings of the GAC-MAC-CSPC Joint Annual Meeting - 86", Abstract No.123

SATCHWELL P.C., PELLECY C.W. et NOTLEY K.R., 1988, Orebody modelling-A case study for a polymetallic tabular deposit, dans: "First Canadian Conference on Computer Applications in the Mineral Industry", Fytas et al. ed., p.151-160

SMITH P.M., 1986, Duport, a structurally controlled gold deposit in N.W. Ontario, Canada, in: "Gold 86", Mc Donald ed., p.197-212

SULLIVAN J., 1985, Non-parametric Estimation of Spatial Distribution, Ph.D. Thesis, Stanford University, Stanford, California, 368 p.

SUTTON W.J., 1959, Geology of the Copper Rand Mine, Chibougamau, Quebec, MSc. Thesis, University of Michigan

TCHALENKO J.S., 1968, The evolution of kink-bands and the development of compression textures in sheared clays, Tectonophysics, Vol.6, No.2, p.159-174

TCHALENKO J.S., 1970, Similarities between shear zones of different magnitude, Bull. Geol. Soc. Am., Vol.81, p.1625-1640

TERZAGHI R.D., 1965, Sources of error in joint surveys, Geotechnique, Vol.15, p.287-304

TREMBLAY A., 1980, Etude du contrôle structural de la minéralisation dans la "Zone du toit" de la mine Copper Rand à Chibougamau, MSc. Thesis, Université du Québec à Chicoutimi

UNDERWOOD E.E., 1968, Surface area and length in volume, dans : "Quantitative Microscopy", Dehoff R.T. et Rhines F.N. ed., McGraw Hill, New York, p.77-127

VERLY G., 1984, Estimation of Spatial Point and Block Distributions : The Multigaussian Model, Ph.D. Thesis, Stanford University, Stanford, California, 416 p.

WALLIS P.F. et KING M.S., 1980, Discontinuity spacings in a crystalline rock, Int. J. Rock Mech. and Min. Sci., Vol.17, p.63-66

WEISS L.E., 1968, Flexural slip folding of foliated model materials, in : "Proceedings of the Conference on Research in Tectonics", Baer A.J. et Norris D.K. ed., Geological Survey of Canada Spec. Paper No.68-52, p.294-333

WOOD P.C., THOMAS A.V., BURROWS D.R., MacDONALD A.J., NOBLE S.R. et SPOONER E.T., 1984, CO₂ bearing, low-moderate salinity fluids in Archean gold-quartz-carbonate-(W-Mo) vein deposits and magmatically derived Mo, W, Ta and Sn mineralization, Geol. Soc. America, Abstracts with Program, Vol.16, p.700

YOUNG D.S., 1987a, Random Vectors and Spatial Analysis by Geostatistics for Geotechnical Applications, Math. Geol., Vol.19, No.6, p.467-479

YOUNG D.S., 1987b, Indicator Kriging for Unit Vectors : Rock Joint Orientations, Math. Geol., Vol.19, No.6, p.481-520

ANNEXE D :**VERSIONS SOURCES DES PROGRAMMES FORTRAN**

Cette annexe présente les versions sources du programme fortran FRACDENS, version 1.0, ainsi que des sous-programmes DETFAM, DETPA, DETCO et DENS.

C=====

```
*****
* FRACDENS *
*****
```

version 1.0
par : Olivier Tavchandjian
Université du Québec à Chicoutimi

Ce programme peut être utilisé pour calculer la densité de fracturation sur des plans de relevés rectangulaires (ex : galerie de mine, bord de route) de dimensions variables.

Les paramètres génétiques et géométriques des fractures ainsi que les plans de relevés sont définis par l'utilisateur et enregistrés dans un fichier ASCII d'extension .DAT.

Les limites des familles structurales définies sur des projections équiaires des pôles de fractures sont entrées par l'utilisateur à l'écran.

Les résultats sont écrits dans un fichier portant le même nom que le fichier de données avec l'extension .DNS

C=====

C

C

C---Specification des variables :

C

```
REAL    A(100,10)    ! aire de fracturation par cellule et
                     ! par famille
REAL    B(10)        ! direction minimale de la famille
REAL    C(10)        ! direction minimale de la famille
REAL    D(10)        ! direction minimale de la famille
REAL    E(10)        ! direction minimale de la famille
REAL    F(10)        ! direction minimale de la famille
REAL    G(10)        ! direction minimale de la famille
REAL    SUP(10)      ! taille du support nécessaire pour la
                     ! famille considérée
REAL    XX(100,10)   ! abscisse du centre de la cellule
REAL    YY(100,10)   ! ordonnée du centre de la cellule
```

```

INTEGER NG          ! nombre de plans de releve
INTEGER NF          ! nombre de familles (6 max.)
INTEGER NFF         ! nombre de sous-familles (2/famille)
INTEGER NO          ! nombre de fractures
INTEGER LO          ! longueur de la galerie
INTEGER XO,YO       ! coordonnees de l'origine de la
                   ! galerie
INTEGER DIRO        ! direction de la galerie
REAL ALPHA          ! angle entre les directions de la
                   ! galerie et du plan etudie
REAL X,Y            ! coordonnees du centre des fractures
INTEGER DIR,PEN     ! orientation des fractures
REAL EPR,XL         ! epaisseur et longueur des fractures
INTEGER IFAM        ! numero de famille de la fracture
INTEGER IO          ! conversion de la direction de la
                   ! galerie sur deux cadrans
INTEGER NK(10)      ! nombre de cellules dans le plan

```

```

C
C---Lecture des donnees relatives à l'ensemble du site etudie :
C

```

```

WRITE (6,*)
WRITE (6,*) 'Combien de plan de releve seront utilises ?'
READ (5,*) NG
WRITE (6,*)
WRITE (6,*) 'Combien de ss-familles structurales ?'
READ (5,*) NF
WRITE (6,*)
WRITE (6,*) 'Combien de familles structurales identifiees ?'
READ (5,*) NFF
WRITE (6,*)

```

```

C
C---Lecture des limites des familles structurales :
C

```

```

WRITE (6,*)
WRITE (6,*)
DO J = 1, NF
  WRITE (6,*) '*****'
  WRITE (6,*) 'LIMITES DE LA SS-FAMILLE ',J
  WRITE (6,*) '*****'
  WRITE (6,*)
  WRITE (6,*) 'Direction minimale ?'
  READ (5,*) B(J)
  WRITE (6,*) 'Direction maximale ?'
  READ (5,*) C(J)
  WRITE (6,*) 'Pendage minimal ?'
  READ (5,*) D(J)
  WRITE (6,*) 'Pendage maximal ?'
  READ (5,*) E(J)
  WRITE (6,*) 'Direction moyenne ?'
  READ (5,*) F(J)
  WRITE (6,*) 'angle entre famille et plan d'étude ?'
  READ (5,*) G(J)
  WRITE (6,*)

```

```

      END DO
C
C---Pour chaque galerie :
C
      DO IG = 1,NG
C
        WRITE (UNIT=11,FMT=*)
        WRITE (UNIT=11,FMT=*)
        WRITE (UNIT=11,FMT=8) IG
        FORMAT(2X,'GALERIE =',I2)
C
C---Lecture des donnees relatives a chaque galerie :
C
        READ (UNIT=1,FMT=10)N0,L0,X0,Y0,IDIRO,ALPHA
10      FORMAT(2X,I3,1X,I3,2X,F8.2,1X,F8.2,2X,I3,2X,F5.1)
C
C---Lecture des parametres des fractures :
C
        DO I=1,N0
C
          READ (UNIT=1,FMT=15)X,Y,IDIR,IPEN,EPR,XL
15      FORMAT (2X,F6.2,1X,F4.2,2X,I3,1X,I2,14X,F4.2,1X,F5.2)
C
C---Test d'appartenance aux familles structurales :
C
          IFAM=0
          J = 0
          DO WHILE (IFAM.EQ.0)
            J = J - 1
            CALL DETFAM (B,C,D,E,J,DIR,PEN,IFAM)
          END DO
          COUNT (J) = COUNT(J) - 1
C
C---Calcul de l'angle beta pour le calcul du support de mesure :
C
          DO J = 1,NFF
            IF ((IDIRO-180).LE.0.0) THEN
              I00 = IDIRO
            ELSE
              I00 = IDIRO - 180
            ENDIF
            BETA = ABS (F(J)-I00)
            IF ((BETA-90).LE.0.0) THEN
              BETA = G(J)
            ENDIF
C
C---Calcul du support de mesure, du nombre d'intervalles et
C---de l'abscisse du premier intervalle de mesure :
C
            SP(J) = 2.0/ SIND(BETA)
            NK(J) = ABS (L0/SP(J))
          END DO
C
C---Calcul du pendage apparent sur le mur de la galerie :

```

```

C      CALL DETPA(IDIR0, IDIR, IPEN, PAN, IDA)
C
C---Calcul des coordonnees des extremités des fractures et
C---correction sur leur longueur :
C
C      CALL DETCO(X, Y, IDA, IDIR0, PAN, XL, X1, X2, Y1, Y2)
C
C---Correction de l'épaisseur minimale :
C
C      IF (EPR.LE.0.0) THEN
C          EPR=0.001
C      ENDIF
C
C---Recalcul des nouvelles densités de chacun des intervalles
C---de mesure de la galerie :
C
C      UINF=0.0
C      USUP=SP
C
C---Test de localisation des fractures et recalcul de densité :
C
C      DO K=1, NK
C          AA=0.0
C          CALL DENS(AA, USUP, UINF, SP, X1, X2, Y1, Y2, PAN, XL, EPR)
C          A(K, J)=A(K, J)+AA
C          UINF=UINF+SP
C          USUP=USUP+SP
C      END DO
C  END DO
C
C---Ecriture des statistiques générales pour chaque galerie :
C
C      COUNT(J)=COUNT(J)+COUNT(NFF+J)
C      WRITE (UNIT=11, FMT=155) J
155  FORMAT(2X, 'FAMILLE =', I1)
C      WRITE (UNIT=11, FMT=*)
C      WRITE (UNIT=11, FMT=158) (COUNT(J)), NK(j)
158  FORMAT(2X, F5.0, 2X, I3)
C
C---Calcul des coordonnees spatiales des points de mesure :
C
C      DO K=1, NK
C          IF (ALPHA.LT.0.0) THEN
C              COSA = -COSD(ALPHA)
C          ELSE
C              COSA = COSD(ALPHA)
C          ENDIF
C          SINA = SIND(ALPHA)
C
C      AL=((2*K)+1)/2)*SUP(J)
C      XX(K, J)=X0+(AL*COSA)
C      YY(K, J)=Y0+(AL*SINA)

```

```

C
C---Calcul de la densite de fracturation en pourcentage :
C
      DS=SUP (J) *2
      A (K,J) = ( (A (K,J) +A (K,NFF+J) ) /DS) *100
C
C---Ecriture des calculs de densite pour chaque famille :
C
      WRITE (UNIT=11,FMT=178) XX(K,J),YY(K,J),A(K,J)
178   FORMAT(2X,F4.0,2X,F4.0,1X,F9.6)
      END DO
      WRITE(UNIT=11,FMT=*)
      END
C
C
      SUBROUTINE DETFAM (DMIN,DMAX,PMIN,PMAX,J,DIR,PEN,IFAM)
=====

C          *****
C          * DETFAM *
C          *****
C
C          Cette sous-routine determine si une fracture echantillonnee
C          appartient a une famille donnee
C
C          Les arguments sont definis dans FRACDENS
C
C=====
C
      IF (DMIN.GE.DMAX) THEN
        IF ((DIR-270).GE.0) THEN
          DMAX = DMAX - 360
        ELSE
          DMIN = DMIN - 360
        ENDIF
      ENDIF
C
      IF (DIR.GE.DMIN.AND.DIR.LE.DMAX) THEN
        IF (PEN.GE.PMIN.AND.PEN.LE.PMAX) THEN
          IFAM = J
        END IF
      ELSE
        IFAM = 0
      ENDIF
      END
C

```



```
SUBROUTINE DETPA(IDIR0, IDIR, IPEN, PAN, IDA)
```

```
=====
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
*****
```

```
* DETPA *
```

```
*****
```

Cette sous-routine calcule le pendage apparent des fractures sur un plan de mesure donne.

Les arguments sont :

DIR0 = Direction du plan de mesure

DIR = Direction reelle

PEN = Pendage reel

PAN = pendage apparent calcule

IDA = sens du pendage apparent

```
=====
```

```
C
```

```
PR = DIR+180
```

```
C
```

```
IF ((ABS(DIR0-PR).GE.(K*3.14/2)) THEN
```

```
DIR0 = DIR0 - 180
```

```
IF (DIR0.LE.180) THEN
```

```
IDA = IDIR0 - 180
```

```
ELSE
```

```
IDA = IDIR0 - 180
```

```
ENDIF
```

```
ENDIF
```

```
C
```

```
DIFF = PR - DIR0
```

```
PAN= ATAND (TAND(PEN) * COSD(DIFF))
```

```
END
```

```
C
```

```
SUBROUTINE DETCO (X,Y,IDA,IDIR0,PAN,XL,X1,X2,Y1,Y2)
```

```
=====
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
C
```

```
*****
```

```
* DETCO *
```

```
*****
```

Cette sous-routine calcule les coordonnees des extremités des fractures sur un plan a partir des coordonnees de leur centre et de leur longueur. Puis elle corrige la longueur afin que celle-ci ne depasse pas le plan de mesure (2m.)

Les arguments sont :

X,Y = les coordonnees des centres des fractures

IDA,PAN = Sens et pendage apparent des fractures

IDIR0 = Direction du plan de mesure

```

C      XL = longueur des fractures
C      X1,Y1,X2,Y2 = coordonnees des extremités des fractures.
C
C=====
C
C      X1 = X - ( XL * COSD(PAN)) /2
C      X2 = X + ( XL * COSD(PAN)) /2
C
C      IF (DIR0.LT.IDA) THEN
C
C---Calcul de X1,Y1,X2,Y2 :
C
C      Y1 = Y - (XL * SIND(PAN)) /2
C      Y2 = Y + (XL * SIND(PAN)) /2
C
C---Correction des valeurs de X1,Y1,X2,Y2 :
C
C      IF (Y1.LT.0) THEN
C        Y1 = 0.0
C        X1 = X1 - (Y1/TAND(PAN))
C      ENDIF
C      IF (Y2.GT.2.0) THEN
C        Y2 = 2.0
C        X2 = X2 - (Y2-2.0)/TAND(PAN)
C      ENDIF
C    ELSE
C      Y1 = Y - (XL * SIND(PAN)) / 2
C      Y2 = Y - (XL * SIND(PAN)) / 2
C      IF (Y2.LT.0) THEN
C        Y2 = 0.0
C        X2 = X2 - (Y2/TAND(PAN))
C      ENDIF
C      IF (Y1.GT.2.0) THEN
C        Y1 = 2.0
C        X1 = X1 - (Y1-2.0)/TAND(PAN)
C      ENDIF
C    ENDIF
C
C      XL = (X2 - X1) / COSD(PAN)
C      END
C
C      SUBROUTINE DENS(AA,USUP,UINF,SP,X1,X2,Y1,Y2,PAN,XL,EPR)

```

```

C=====
C
C          *****
C          *   DENS   *
C          *****
C
C      Cette sous-routine recalcule les densites de fraction de
C      chacun des intervalles de mesure pour une nouvelle fracture
C      selectionnee par le programme principal PRINC.
C
C      Les arguments sont :
C
C      AA = Matrice des resultats de densite
C      U1,U2 = Matrices des bornes inferieures et superieures des
C              intervalles de mesure
C      VK,UK,SUP = parametres de calcul de la densite
C      J = numero de famille
C      X1,X2,Y1,Y2 = coordonnees des extremités des fractures
C      PAN = pendage apparent des fractures
C      XL,EPR = longueur et epaisseur des fractures
C=====
C
C      IF (USUP.GE.X1.AND.UINF.LE.X2) THEN
C          IF (USUP.LE.X2) THEN
C              IF (UINF.GE.X1) THEN
C                  AA = ( (USUP - X1) * EPR / COSD(PAN)
C              ELSE
C                  AA = ( SP*EPR / COSD(PAN) )
C              END IF
C          ELSE
C              IF (UINF.GE.X1) THEN
C                  AA = EPR * XL
C              ELSE
C                  AA = ( X2 - UINF) * EPR / COSD (PAN)
C              END IF
C          END IF
C      END IF
C      END IF
C      END

```